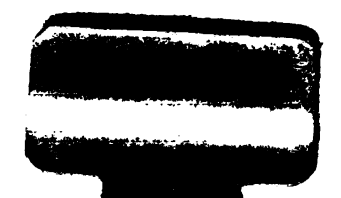






Studien über den Hohofen zur Darstellung von Roheisen

von

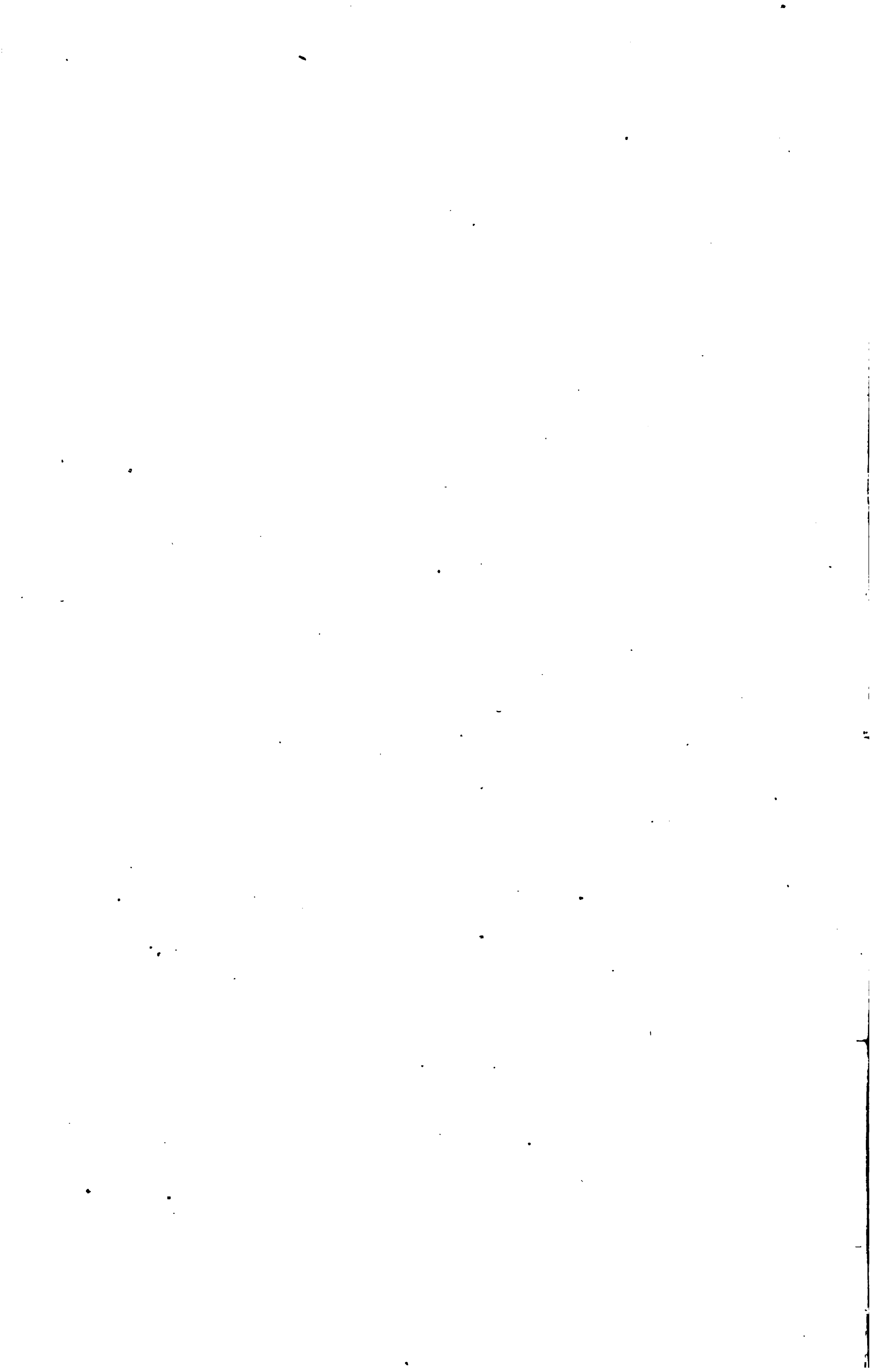
C. Schinz.

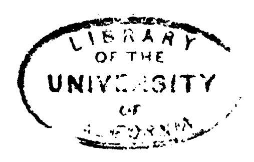
Nachtrag zu des Verfassers „Documenten betreffend den Hohofen."

Besonderer Abdruck aus Dingler's polytechnischem Journal, Jahrg. 1871,
Band CCI und CCII.

Augsburg.
Druck und Verlag der J. G. Cotta'schen Buchhandlung.
1871.

Inhalts-Verzeichniß.





§. 1. Einleitung.

Vorurtheile und irrige Ansichten schwimmen wie die Keime ansteckender Krankheiten in der Luft, und der beste Wille sich vor denselben zu schützen und alle Mittel dagegen sind oft lange Zeit fruchtlos, besonders wenn man genöthigt ist in dieser Atmosphäre zu verweilen. In diesem Falle befand ich mich, als ich, mit Hülfe der von siderurgischen Schriftstellern bekannt gemachten Betriebsverhältnisse und daraus folgenden Resultate unter Beiziehung meiner Experimente den Versuch machte, eine Theorie des Hohofens aufzubauen, welche in meinen „Documenten betreffend den Hohofen“ (Berlin 1868, Verlag von Ernst und Korn) niedergelegt ist. Ja ich mußte nicht nur in dieser Atmosphäre verweilen, sondern die erwähnten Verhältnisse und Resultate sind auch das Gepräge jener Vorurtheile und falschen Ansichten, so daß ich unmöglich mich jener Erbschaft hätte ganz erwehren können.

Es kann gelingen, Einzelnes durch helle Strahlen aus den Lücken eines schwarzen Gewölkes zur Anschauung und Erkenntniß zu bringen, aber den ganzen Horizont von jenen finsteren Wolken zu befreien, ist eine Aufgabe welche, wie die Geschichte der Wissenschaft zeigt, nur mit der Zeit vollbracht werden kann.

Oft ist auch, was wir als Lichtpunkte ansehen, nichts als eine optische Täuschung, und Anderes das sich in seiner wirklichen Gestalt darstellt, kann nicht so benutzt werden wie es benutzt werden sollte, weil wir dessen Zusammenhang mit dem Ganzen nicht zu ermessen vermögen.

Wohl mußte ich mir, als ich den ersten Entwurf fertig hatte, gestehen daß meine Theorie noch unvollständig sey, da sie nicht erlaubte synthetisch die Betriebsverhältnisse zur Erzielung eines gewissen Productes im Voraus zu bestimmen; auch hatte ich keinen Begriff, welches die Ursache dieses Unvermögens seyn könnte. Ich übergab nach zehnjähriger Arbeit meine Resultate der Oeffentlichkeit, da ich nicht voraussehen konnte wie bald etwa eine Synthese meiner Theorie möglich seyn würde.

Als dann zwei Jahre später eine englische Ausgabe der „Documente“ veranstaltet wurde, nahm ich einen neuen Anlauf um jene Syn-

these zu versuchen; * dabei richtete ich aber meine Aufmerksamkeit zu einseitig auf diesen einen Punkt, als daß es mir gelungen wäre, mehr als einen Schimmer von dem Golde, von der Wahrheit zu entdecken die ich suchte, und es blieb mir immer noch die Ursache verborgen welche diese Erkenntniß unmöglich machte.

Nun hat mich ein Zufall, eine Arbeit welche keineswegs die Metallurgie zu ihrem Gegenstand hatte, auf eine neue Anschauung gebracht, die in ihren Folgen fruchtlos war. Ich wollte darthun wie wenig ein bloß wissenschaftlicher Anstrich, wie er in der Regel in den technischen Lehranstalten gegeben wird, zum eigentlichen Fortschritte, zur Erkenntniß der Wahrheit führe, und hatte dafür eine Statik der Wärme im Hohofen gewählt, die von einem Schüler der École centrale in Paris aufgestellt worden war. Diese Statik ist an und für sich zu absurd als daß ich es der Mühe werth erachtet hätte, solche vor einem sachverständigen Publicum zu widerlegen, hier aber mußte ich wohl zeigen, wie eine wissenschaftlich richtig festgestellte Thatsache, unrichtig aufgefaßt, nur zu grobem Irrthum führe. Indem ich nun dieses klar zu machen suchte, gewann ich eine Einsicht, welche ich früher nicht hatte und die mich zu weiteren Untersuchungen veranlaßte.

Dadurch lernte ich denn auch die Ursache kennen, welche bisher die Synthese der Hohofen-Theorie unmöglich gemacht hatte, und diese Ursache ist die, daß meine Theorie noch mit einer Menge von unrichtigen Ansichten behaftet war, welche ich theils als Erbe aus den Anschauungen der Empiriker, theils als scheinbar richtige Folgerungen aus den bekannten Betriebsverhältnissen und deren Resultaten hinüber geschleppt hatte; denn ich entdeckte nun nach und nach eine ganze Reihe solcher Irrthümer welche der Erkenntniß der vollen Wahrheit im Wege standen.

Es ist mir nicht möglich zu sagen, in welcher Folgerung diese Irrthümer nach und nach als solche erkannt wurden, da jede neue Entdeckung dieser Art wieder auf das ganze System zurückwirkte und Vorhergehendes wieder modificirte. Alles kam aus den Fugen und mußte wie ein Geduldspiel, das man der Jugend zum Zusammensetzen gibt, wieder mit dem Ganzen in Harmonie gebracht werden.

Der Ausgangspunkt welcher zur Enthüllung aller dieser Umwälzungen führte, ist nicht einmal als Irrthum aufzuführen, sondern eher als die Ausfüllung einer vorher bestandenen Lücke.

---

* Der betreffende Nachtrag zur englischen Uebersetzung der „Documente" wurde im polytechn. Journal Bd. CXCIX S. 117, 188 u. 273 (zweites Januarheft, erstes und zweites Februarheft 1871) mitgetheilt.

Bekanntlich hat Ebelmen das Verdienst, durch seine Analysen der Hohofengase zuerst dargethan zu haben, daß nicht alle Erze welche auf den Hohofen aufgegeben werden, durch die Ofengase reducirt und gekohlt werden, sondern daß ein Theil derselben sich in den Schlacken auflöse und dann erst aus diesen durch festen Kohlenstoff den Eisengehalt metallisch reducire. Er hat auch gezeigt, daß diese directe Reduction stets mit der Aufnahme latent werdender Wärme verbunden sey und daß der heiße Wind für die so dem Ofen entzogene Wärme Ersatz leiste.

Wenn man indessen diesen Wärmeconsum mit der Wärmemenge verglich, welche durch den heißen Wind zugeführt wurde, so ergab sich keine Uebereinstimmung; bald überwog der Consum den Ersatz, bald dieser jenen. Ein bestimmtes Verhältniß konnte also nicht erkannt werden. Welches ist nun die Ursache warum ein solches Verhältniß nicht zu finden war, und warum konnten Ebelmen und ich, als seinen Fußstapfen folgender, keinerlei Anhaltspunkte finden, um das Verhältniß zwischen durch Gase und durch festen Kohlenstoff reducirtem Eisen anders und sicherer festzustellen, als dieß durch die Analyse der Gichtgase möglich war? Diese Ursache ist die, daß übersehen wurde, daß bei der directen Reduction nicht nur der Kohlenoxyd bildende Kohlenstoff zu seiner Vergasung latente Wärme bindet, sondern auch der im Eisenoxyd gebundene Sauerstoff.

Zu dieser Erkenntniß bin ich nun gekommen; es hat sich gezeigt, daß der Wärmeconsum durch directe Reduction sehr bedeutend größer ist als früher berechnet wurde, daß daher der heiße Wind nie vollen Ersatz leistet, und dieser durch überschüssigen Brennstoff geleistet werden muß. Daraus folgt dann, daß auch diese directe Reduction durch Bedingungen begrenzt ist, die wohl im Auge zu halten sind. Bezeichnen wir aber auch diese Bedingungen als nothwendige Wärmequantität, so ist damit noch nicht geholfen, denn es steht uns ja frei, diese Quantität durch stark erhitzten Wind oder durch Ueberschuß an Brennstoff in's Unendliche zu steigern. Eine solche Steigerung vermittelst großen Ueberschusses an Brennstoff hat auch in einer früheren Periode der Eisenproduction in den sogenannten Stücköfen, die dem eigentlichen Hohofen vorangegangen sind, allgemein stattgefunden; bei jenem Betriebe ist weit aus der größte Theil des Eisens aus den Erzen durch festen Kohlenstoff reducirt aber nicht gekohlt worden, das Product erstarrte auf der Sohle des Ofens und war ein Eisen welches nur Spuren von Kohlenstoff enthielt, das aber nicht verflüssigt werden konnte.

Da man nun aber im Hohofen nicht Stückeisen produciren will, sondern ein solches das noch genug Kohlenstoff enthält um als flüssiges

Roheisen aus dem Ofen abgelassen werden zu können, so ist das Quantum direct reducirten Eisens ferner dadurch bedingt, daß der durch die Gase reducirte Antheil hinlänglich gekohlt werde um das Gesammtproduct noch als verflüssigbares Eisen zu erhalten. Dieß ist eine Bedingung welche der directen Reduction ganz bestimmte Grenzen setzt und die einmal erkannt, zu bedeutenden Modificationen der Theorie des Hohofens führen mußte.

Haben wir auch früher schon erkannt, daß die Reduction und Kohlung des Eisens durch die Gase von der Durchsetzzeit in der Reductionszone abhängen müssen, so konnte diese Erkenntniß doch nicht zu einer klaren Anschauung führen, weil wir kein bestimmtes Verhältniß zwischen dem durch die Gase und dem durch festen Kohlenstoff reducirten Eisen finden konnten.

Um in Zukunft nicht mehr die noch zu langen Ausdrücke: durch Gase reducirter und gekohlter, und durch festen Kohlenstoff reducirter Antheil gebrauchen zu müssen, wollen wir ersteren mit P'', letzteren mit P' bezeichnen, ferner das Gesammtproduct mit P. Dann ist $P = P'' + P'$ oder $P - P' = P''$.

Wenn nun P' und P'' wie das öfter vorkommt gleichwerthig sind, so wird die Hälfte der aufgegebenen Erze in der Reductionszone reducirt und gekohlt, und die Hälfte erst in der Schmelzzone reducirt, und doch gehen beide Quantitäten gemeinsam und gleich langsam oder schnell durch die Reductionszone hindurch, was im Widerspruch mit dem Begriffe einer ungleichen Reduction zu seyn scheint. Es ist aber nur ein scheinbarer Widerspruch, denn insofern wenigstens alle aufgegebenen Erze durch Gase reducirbar sind, so werden auch alle in der Reductionszone von den Gasen afficirt werden, nur dringt die Reduction und Kohlung nicht bis auf den Kern der Erzstücke durch, der Kern bleibt unverändert und nur die Oberfläche der Stücke wird reducirt und gekohlt. Es wird also wirklich nur die Hälfte des Erzes reducirt und es ist als ob jedes Erzstück doppelt so lang die Einwirkung der Gase empfangen hätte, als die wirklich reducirte Hälfte. Dieß bringt uns dann wieder in Widerspruch mit der Durchsetzzeit die wir nach früherer Methode durch $\frac{V}{P} = Z$ bestimmen, wo V = der Schachtcapacität ist. Diese Durchsetzzeit ist also in Bezug auf die Reductionszone $= \frac{V}{P''}$, das heißt doppelt so lang als wir sie berechnet haben.

Da wir auf jede Gewichtseinheit an Eisen welches die Gichten enthalten, gleich viel Kohlenstoff bringen, die Hälfte P' aber nur einen

äußerst kleinen Theil dieses Kohlenstoffes consumirt, so empfängt also P″ in der Reductionszone beinahe doppelt so viel Gas als es empfangen würde wenn gar kein Eisen direct reducirt würde, und da nach meinen Versuchen die Reduction und Kohlung durch Verdoppelung der Gase um $^1/_5$ beschleunigt wird, so muß also eine solche Beschleunigung erfolgen, sobald ein Theil des reducirten Eisens der Einwirkung der Gase entgangen ist.

Wenn nun aber verschiedene Betriebsarten mit einander verglichen werden sollen, und es sind nicht nur die Werthe P′ und P″ ungleich, sondern auch der auf 1 Kil. Eisen kommende Brennstoff, so wird eine solche Vergleichung unmöglich. Was aber noch weit schlimmer ist (denn eine solche Vergleichung, obgleich wünschenswerth, wäre noch entbehrlich), das ist daß wir zur Vorausberechnung der Betriebsverhältnisse jedes sicheren Anhaltspunktes entbehren würden. Ferner würde eine Durchsetzzeit, die nicht auf einer einheitlichen Basis beruht, nicht gestatten zu unterscheiden wie viel Zeit in der Reductionszone der Kohlung und wie viel Zeit der Reduction zukommt, und dieß ist doch absolut erforderlich, wenn wir a priori bestimmen wollen welches der Kohlungsgrad des zu producirenden Eisens seyn soll.

Aus allen diesen Ursachen müssen wir den Werth P″ immer auf einen normalen bringen, ehe wir denselben als Factor zur Vorausbestimmung der Betriebsverhältnisse brauchen und benutzen können. Als Norm dafür nehmen wir an, daß das Erz in der Reductionszone durch dasjenige Gasvolumen afficirt werde, welches aus 1 Kil. Kohlenstoff hervorgeht. Die Zurückführung von P″ auf diesen normalen Werth bewerkstelligt sich, indem man die Beschleunigung = m durch P″ dividirt, oder wenn m negativ wird, dieses mit P″ multiplicirt. Um dann P″ wieder auf seinen wirklichen Werth zu bringen, hat man nur die umgekehrte Operation auszuführen und $P''m$ oder $\frac{P''}{m}$ zu setzen.

Auch die Statik der Wärme im Hohofen muß viel methodischer und genauer gemacht werden als dieß früher in den „Documenten“ geschehen ist, und außerdem muß die Darstellung derselben einige Modificationen erfahren, wenn wir aus derselben Werthe ziehen wollen die zur Vorausberechnung der Betriebsverhältnisse dienen sollen.

Vor Allem muß man den Kohlenstoff welcher auf 1 Kil. Eisen aus dem Brennstoffe kommt, um diejenige Quantität vermindern welche durch directe Reduction consumirt wird und die also nicht zur Verbrennung kommt.

Ebenso hat man den Kohlenstoff in Abzug zu bringen, welcher durch den Feuchtigkeitsgehalt des Windes schon in der Vergasungszone in

Kohlenoxyd umgesetzt wird und der also ebenfalls nicht zur Verbrennung kommt.

Von der Wärmeproduction welche aus dem übrig bleibenden Kohlenstoffe herauskommt, ist dann wieder die nicht ganz unbedeutene Wärmemenge in Abzug zu bringen, welche durch die Feuchtigkeit des Windes consumirt wird, weil ja dieser Consum stattfindet ehe die Gase die Vergasungszone verlassen.

Wendet man erhitzten Wind an, so ist dann die durch diesen zugeführte Wärmemenge der durch Verbrennung gewonnenen zuzufügen.

Die specifische Wärme der Gase welche aus der Vergasungszone kommen, ist eine andere als diejenige der Gase welche die Gicht verlassen, weil letztere auf ihrem Wege durch den Ofenschacht in der Schmelzzone das Kohlenoxyd aufnehmen welches durch die directe Reduction der Erze entsteht, in der Reductionszone die Kohlensäure welche aus dem Kalkstein stammt, der als Zuschlag dient, ebenso die Kohlensäure welche in den Erzen selbst enthalten ist, ferner die Kohlensäure welche durch Reduction der Erze entstanden ist, und endlich, wenn man sehr genau verfahren wollte, auch noch die Kohlensäure welche durch die Kohlung entsteht, indem $Fe + CO = Fe + C + O$ wird, welcher letztere dann aus vorhandenem $CO = CO^2$ macht. In der Vorwärmzone endlich wird von den aufsteigenden Gasen alles Wasser aufgenommen welches sich in den Beschickungsmaterialien vorfindet. Es muß also unter allen Umständen den Gichtgasen eine sehr merklich größere specifische Wärme zukommen als diejenigen Gase haben welche aus der Vergasungszone emporströmen, und diesem Umstande ist Rechnung zu tragen, wenn man die Temperatur dieser letzteren Gase richtig bestimmen will.

Als Factoren der specifischen Wärme der Gase aus der Vergasungszone haben wir: den Kohlenstoff welcher wirklich zur Verbrennung gekommen ist als Kohlenoxydgas, ferner den Stickstoff welcher im Winde mit dem Sauerstoffe eingeblasen wurde der die Verbrennung bewirkt hat, endlich den Kohlenstoff und Wasserstoff welche durch die Feuchtigkeit des Windes hinzugekommen sind, und zwar den Kohlenstoff als Kohlenoxyd und den Wasserstoff als solchen in Gasform.

Die so berechnete specifische Wärme der Gase aus der Vergasungszone dient uns nun um die Temperatur derselben zu berechnen, indem wir diese in die gefundene Wärmemenge dividiren.

Eine kitzelige Frage ist nun die: bis zu welcher Temperatur wird der Brennstoff vorgewärmt, welcher von der obersten Grenze der Gicht an, wie die anderen Materialien, stets aus den Gasen Wärme aufnimmt? Dieser Temperatur müssen wir Rechnung tragen, da die so absorbirte Wärme

bei der Verbrennung wieder frei wird. Es ist nun möglich, daß diese Vorwärmung auch noch in der Vergasungszone sich fortsetzt; wie weit dieß aber gehen kann, wissen wir nicht, da schon von der obersten Grenze der Vergasungszone an ein Theil des Brennstoffes durch Reduction der ursprünglich gebildeten Kohlensäure zu Kohlenoxyd consumirt wird. Dieser Consum ist aber unmöglich in allen Schichten der Vergasungszone gleich groß, er ist um so größer als er dem Verbrennungsfocus näher rückt, weil die Temperatur nach diesem hin eine stets wachsende ist.

Unter diesen Umständen kann man annehmen daß die specifische Wärme des Brennstoffes derjenigen Temperatur entspreche, welche die Gase aus der Vergasungszone ohne Berücksichtigung dieses Zuwachses durch Vorwärmung haben. Dann ist die durch Vorwärmung des Brennstoffes gesteigerte Temperatur $= T' = T \cdot \frac{1}{1 - \frac{s}{w}}$. Darin bezeichnet T die Temperatur ohne Vorwärmung, s die specifische Wärme des Brennstoffes bei der Temperatur T, und w die specifische Wärme der Gase selbst. Nach dieser Temperatur wird dann die Wärmeaufnahme des Brennstoffes berechnet, und diese Quantität den bereits berechneten Wärme-Einheiten addirt.

Um nun die Anfangstemperatur der Schmelzzone zu finden, könnte man einfach die zuletzt gefundene Temperatur setzen; da aber diese einerseits durch das sich direct reducirende Eisen bedeutend heruntergedrückt wird und andererseits die durch diese Zone gehenden Schlacken und Roheisen nicht bloß ihre latente Schmelzwärme aufnehmen, sondern sich auch über den Schmelzpunkt hinaus erhitzen, so scheint es mir angemessener und der Wirklichkeit näher kommend, wenn man diese Temperatur aus der vorhandenen Wärmemenge minus derjenigen berechnet, welche durch das sich direct reducirende Eisen absorbirt wird, da einmal die Schmelzzone passirt, weder Eisen noch Schlacken Wärme aufnehmen werden, weil sie dann rasch in flüssigem Zustande sich nach unten sammeln, wo sie erst wieder Wärme aufnehmen können.

Das Verhältniß der verschiedenen Zonen ist nun eines der wichtigsten Resultate, welches wir aus der Wärme-Statik ziehen, um es weiter zu benutzen. Ich habe früher angenommen, daß dasselbe proportional sey der Absorption der Schmelzmaterialien inclusive Brennstoff in diesen Zonen, unter der Voraussetzung daß die Evacuationstemperatur der Gichtgase constant bei ungefähr 100° C. bleibe, und unter der Annahme daß Eisen und Schlacken sich nur bis zu ihren Schmelzpunkten erwärmen; da es sich nun aber gezeigt hat, daß in mit Kohks betriebenen Hohöfen die

Evacuationstemperatur öfter 600° statt 100° ist, und ferner die Wärmeaufnahme durch Eisen und Schlacken viel höher ist, so kann dieses Zonenverhältniß nicht der Absorption proportional seyn, sondern der Wärmecapacität des Materiales welches diese Zonen anfüllt. Diese Capacität ist leicht zu finden, indem man die Absorption durch diejenigen Temperaturen dividirt welche zu ihrer Erhebung dienten. Auch ist es bequemer, als Zonenverhältnisse weder die Capacitäten dieser, noch die Durchsetzzeiten anzugeben und zu berechnen, sondern einfach das Verhältniß den ganzen Schachtraum als 1 angenommen, da dann diese Verhältnißzahlen für Capacität und Durchsetzzeit gleiche Anwendung finden, sowie zur Vorausberechnung der Betriebsverhältnisse dienen.

Um nun die Quote der Durchsetzzeit in der Reductionszone für die Kohlung und die Quote für die Reduction zu finden, können wir mit ziemlicher Sicherheit annehmen, daß beide Operationen weit weniger von der Natur der Erze abhängen, als von der Größe der Erzstücke, und da namentlich bei directer Reduction der Kern des Stückes nicht angegriffen wird, so können wir die Intensität der Reduction als annähernd gleich betrachten.

Kennen wir aus veröffentlichten Betriebsverhältnissen die stündliche Reduction, den Kohlungsgrad, die Zusammensetzung der Gichten und den Gehalt der Erze, so können wir daraus einerseits die Durchsetzzeit in der Reductionszone finden, andererseits die Menge des Eisens welches in der Zeit einer Stunde reducirt und gekohlt wurde = Fe, und dann gibt uns der Quotient $\frac{Fe}{Z} = p$ das Verhältniß der Zeit an, in der das Eisen reducirt und auf einen gewissen Grad gekohlt wurde; und hätten wir eine Reihe solcher Quotienten für jeden Grad der Kohlung, so hätten wir damit auch das Mittel jeden beliebigen Betrieb a priori zu berechnen, d. h. zu finden wie groß die Production per Stunde seyn werde wenn das Product auf x Proc. gekohlt werden soll, da die Reduction und Kohlung von der Zeit abhängen in welcher Erz und Reductionsgase mit einander bei der Temperatur zwischen 500° und 1000° in Contact bleiben.

Am allermeisten habe ich mich von den Empirikern anstecken lassen in den von ihnen zum Dogma erhobenen Sätzen:

„Um verschiedene Qualitäten Roheisen zu produciren, muß auf verschiedene Procentgehalte gattirt werden."

„An Eisen sehr reiche Erze lassen sich für sich allein nicht verschmelzen."

„Um Gießerei-Eisen zu erzeugen muß das Ofengestell hoch und eng

seyn, soll dagegen weißes kohlenarmes Affinireisen dargestellt werden, so soll das Gestell weit seyn."

Ich habe mich um so eher zum Glauben an diese Sätze verleiten lassen, weil sie vollkommen mit den Betriebsverhältnissen übereinstimmen nach denen ich meine Theorie zu controlliren suchte.

Natürlich, wer immer nach gleichen Grundsätzen handelt, der kommt auch folgerichtig immer zu gleichen Resultaten, dieselben mögen günstige oder ungünstige seyn, und wer eben nichts lernt, der bleibt bei den Grundsätzen die er hat.

Die Grundsätze oder das Verfahren welches die Empiriker zu diesen ganz und gar unwahren Sätzen geführt hat, bestehen darin, daß sie die Leistung des Gebläses als eine annähernd constante Größe betrachten und dann versuchsweise ihren Gichten eine wechselnde Zusammmensetzung geben, bis sie annähernd diejenige Qualität Eisen erhalten die sie zu produciren wünschen. Daß sie dabei oft nicht das erhalten was sie wünschen, ist allbekannt und es kann auch nicht wohl anders seyn, weil eben bei solchem Verfahren man kein Mittel besitzt, die richtige Durchsetzzeit inne zu halten, noch die Windmenge dem richtigen Brennstoffconsum entsprechend einzuführen.

Da das Schlackenmaterial viel mehr Wärme zu seiner Erwärmung und Verflüssigung bedarf als das Roheisen, so hängt der nothwendige Brennstoffconsum hauptsächlich von dem Gehalte der Erze ab; arme Erze werden viel, reiche Erze verhältnißmäßig wenig Brennstoff erfordern.

Durch Gattirung der Erze auf gleichen Gehalt wird allerdings auch der Brennstoffbedarf gleich werden, aber nicht das zu seiner Verbrennung nöthige Windquantum, denn dieses wechselt nach der nöthigen Durchsetzzeit um einen gewissen Kohlungsgrad zu erreichen, so wie nach der Eisenmenge welche nicht durch die Gase, sondern direct reducirt werden soll. Natürlich fällt aber der Vortheil, welchen eine constante Brennstoffmenge haben könnte hinweg, sobald es nicht mehr in unserer Gewalt liegt, auch die jener entsprechende Windmenge einzuführen.

Nichts ist leichter als die Durchsetzzeit durch einen Ueberschuß von Brennstoff zu verlängern, weil dann dieser dem überschüssigen Winde als Futter dient, indem er ein zu schnelles Nachsinken der Gichten verhindert. Dadurch wird dann die Temperatur der evacuirten Gichtgase eine sehr hohe, ohne daß deßwegen die Production eine dem Brennstoffconsum entsprechende wird.

Hr. Lowthian Bell in Cleveland hat sich das Problem gestellt, diesen Wärmeverlust zu vermindern. Zu diesem Ende hat er seine Oefen successive immer höher und höher gebaut, in der Meinung daß die

Schmelzmaterialien dann diese Wärme absorbiren würden. Aber Alles blieb ohne Erfolg, weil dann nur noch weniger Wind in den Ofen gelangte und der überschüssige Brennstoff noch weniger durch directe Reduction Verwendung finden konnte. Unter solchen Umständen kann nur die Production vermindert werden, ohne daß eine entsprechende Ersparniß an Brennstoff eintritt.

Je reicher die Erze sind, desto vortheilhafter sind sie für den Betrieb, weil sie am wenigsten Brennstoff erfordern; die einzige dabei zu erfüllende Bedingung ist die, daß die Durchsetzzeit eine ihrem Gehalte entsprechend längere seyn muß; diese Verlängerung der Durchsetzzeit muß aber nicht durch mehr Brennstoff, sondern durch ein kleineres Windquantum herbeigeführt werden.

Ebenso ist die Anwendung hoher und enger Gestelle nur in so fern ein Mittel die Durchsetzzeit zu verlängern, als sie den Widerstand der Schmelzsäule vermehren und dadurch das eingeführte Windquantum vermindern, ohne deßwegen den Kraftaufwand für das Gebläse zu vermindern; es ist ein Radschuh den man auf horizontaler Straße einlegt.

Der einzig rationelle Weg ist also der: durch Rechnung, durch die Statik der Wärme genau zu ermitteln, wie groß die Brennstoffmenge seyn muß, um die Schmelzproducte je nach ihrem Gehalte zu verflüssigen und dann dafür zu sorgen, daß diejenige Windmenge eingeblasen werde, welche einerseits die richtige Durchsetzzeit herbeiführt, andererseits, um diese Production zu steigern, so viel Eisen zur directen Reduction bringt als beabsichtigt ist und als der Brennstoffmenge entspricht, die man für diesen Zweck in den Gichten beigibt.

Auch über die Wirkungen des heißen Windes hat man sich ganz irrige Vorstellungen gemacht. Dieser bewirkt an und für sich weder Brennstoffersparniß, noch eine Mehrproduction; letztere ist das Resultat einer directen Reduction, und diese kann auch mit kaltem Winde stattfinden, nur ist dann die Brennstoffmenge um so größer zu nehmen, und der heiße Wind erspart nur einen Theil dieses Ueberschusses. Es ist möglich, eine Gewichtseinheit Eisen mit 0,5 bis 0,6 Kohlenstoff nicht nur zu schmelzen, sondern sogar auf den höchsten Grad zu kohlen, während dieselbe Eisenmenge 1,178 Kohlenstoff braucht, um direct reducirt zu werden und dann erst noch 0,5 bis 0,6 um geschmolzen zu werden, wobei das Vorwärmen des Windes dann höchstens diese letzteren Quantitäten ersetzt und dadurch entbehrlich macht. Das was aber neben dem Brennstoffüberschusse eine wesentliche Bedingung zur directen Reduction und daraus folgenden Mehrproduction ist, das ist das Windquantum. Man kann den Brennstoff unendlich vermehren, den Wind

auf das mögliche Maximum der Temperatur bringen, ohne daß irgend eine directe Reduction und ohne daß eine Mehrproduction eintritt, ja diese letztere wird sogar in eine Minderproduction umschlagen, wenn man nicht gleichzeitig das Windquantum vermehrt, so daß die größere Brennstoffmenge in derselben Zeit verbrennt, wie sonst die geringere Menge.

Wenn nun die Vermehrung der Production durch theilweise directe Reduction bedingt ist, und diese einen bedeutenden Mehrconsum an Brennstoff erfordert, so folgt daraus, daß diese Betriebsweise aufhört ökonomisch zu seyn, sobald der Brennstoff einen Werth hat, der die Vortheile einer Mehrproduction aufhebt, um so mehr, da diese unbedingt und unter allen Umständen das erblasene Roheisen von geringerer Qualität macht.

Wenn man daher überhaupt den Brennstoffconsum beschränken will, so muß man von der directen Reduction abstrahiren und sich nach anderen Mitteln umsehen, welche geeignet sind die Production zu vermehren und gleichzeitig Brennstoffersparniß gewähren. Als ein solches Mittel habe ich auf Grund meiner Experimente schon in den „Documenten" die partielle Elimination des Stickstoffes bezeichnet, da vermöge derselben die Production verdoppelt werden kann, ohne daß die Qualität des Productes dadurch leidet. Es gibt zwar bei dieser Betriebsmethode der Brennstoff nur halb so viel Wärme, als er ohne dieselbe zu geben vermag, und dennoch ist bei Erzen, die über 40 Proc. Eisen enthalten, noch Ersparniß an Brennstoff möglich.

Wenn wir die Hälfte des Eisens durch directe Reduction zu gute machen, die andere Hälfte durch die Reductionsgase,

so kostet die erste Hälfte $\frac{1,178}{2}$ = ...	0,589	Kohlenstoff
um die latent werdende Wärme zu ersetzen, ferner . . .	0,500	"
um die Producte ½ Fe und ¼ Schlackenmaterial zu schmelzen.		
Die andere Hälfte kostet um die Producte zu verflüssigen .	0,500	"
	1,589	Kohlenstoff.
Wenn nun auch von diesen 1,589 Kohlenstoff vermittelst Vorwärmung des Windes	0,500	erspart werden
können, so ist der Consum doch noch	1,089	Kohlenstoff.

Operiren wir dagegen mit Elimination des Stickstoffes, so brauchen wir allerdings auch 2 × 0,5 = 1 Kohlenstoff, aber der größere Gehalt der Gase macht dann, daß wir in derselben Zeit dennoch eben so viel produciren als mit 1,089 Kohlenstoff bei directer Reduction. Ist

auch die so ermöglichte Ersparniß an Brennstoff keine sehr erhebliche, so ist dafür ein Product erhältlich, welches nicht nur nach der Theorie als besser erkannt wird, sondern auch auf dem Markte einen höheren Preis hat.

Als Mittel der Mehrproduction übertrifft die Elimination des Stickstoffes die directe Reduction bei weitem. Wir können letztere nicht weiter treiben als bis zur Verdoppelung des Productes in der Zeiteinheit, während die Bereicherung der Gase an CO eine Mehrproduction des Vierfachen gestattet, wenn wir die doppelte Brennstoffmenge daran wenden wollen, d. h. wir können mit 2 Kohlenstoff 2 Eisen produciren, während im ersteren Falle 2 Kohlenstoff nur 1,182 Eisen zu gute machen würden. Dieses beruht darauf, daß die gewöhnlichen nur 35 Volumprocente CO haltenden Gase die Reduction und Kohlung bloß um $^1/_5$ beschleunigen, wenn sie in zweifacher Menge die Reductionszone durchstreichen, während Gase die 50 bis 52 Volumprocente CO enthalten, die Reduction und Kohlung um das Doppelte beschleunigen, wenn ihre Quantität verdoppelt wird.

Die auch schon in den „Documenten" vorgeschlagene Trennung der Vorwärmzone vom Ofenschachte und Erwärmung derselben durch Gichtgase, gehört ebenfalls unter die Mittel um Brennstoff zu ersparen und die Production zu erhöhen, obgleich auch diese mehr das Letztere als das Erstere erreicht. Doch ist dabei der Unterschied, daß die getrennte Vorwärmzone besonders bei armen Erzen brennstoffersparend ist, während die Elimination des Stickstoffes eine solche Ersparniß nur bei reichen Erzen gewährt.

In allerneuester Zeit endlich ist die Siderurgie durch Ferrie noch um ein drittes Mittel der Brennstoffersparniß und Mehrproduction bereichert worden, welches darin besteht, auch den Wärmebedarf der Reductionszone ganz oder theilweise durch Gichtgase zu befriedigen. Auch dabei werden ärmere Erze mehr der Oekonomie des Brennstoffes Vorschub leisten, als reiche von hohem Eisengehalte, weil die ärmeren Erze überhaupt mehr Brennstoff brauchen, und je mehr Brennstoff in den Gichten ist, desto mehr Wärme absorbiren dieselben in den Vorwärm- und Reductionszonen.

Man hat der Vergrößerung der Oefen, d. h. ihrer Schachtcapacität, nicht nur eine Mehrproduction, sondern auch eine Brennstoffersparniß zugeschrieben, und auch ich habe mich verführen lassen, dieser Ansicht beizutreten; nun muß ich aber dieser Gemeinschaft absagen, denn die Brennstoffersparniß ist nur sehr unbedeutend, da sich nun zeigt, daß die Transmission durch die Ofenwände viel kleiner ist, als früher angenom-

men wurde, ehe die Wärme-Statik auf den Grad der Vollkommenheit gelangt war, den sie nun durch fortgesetzte Studien erreicht hat.

Aus diesen Studien ergibt sich, daß die Production der Schachtcapacität vollkommen proportional seyn muß, sobald die Windmenge auch der Capacität entsprechend ist. Diese Bedingung wird nun allerdings in der Praxis vielleicht nur selten erfüllt, weil mit der Vergrößerung der Schachtcapacität auch der Widerstand der Schmelzsäule durch Erhöhung derselben vermehrt wird, während schon ohnedem eine Vermehrung der Geschwindigkeit in den einzelnen Schichten eine höhere Pressung des Windes beansprucht. Wenn daher eine Vergrößerung der Oefen eine proportionale Vermehrung der Production bewirken soll, so muß gleichzeitig entweder die Größe und die Kraft für das Gebläse vermehrt werden, oder der Querschnitt des Ofens muß größer werden, ohne die Höhe auch zu vermehren, und dann braucht das Gebläse nur größer zu seyn, ohne viel mehr Kraft zu erfordern.

Die Praxis hat das letztere Mittel als unbrauchbar (aber ohne vorherige Prüfung oder ernsthafte Ueberlegung) nicht zur Anwendung gebracht; Rachette allein hat diesem Principe gehuldigt, aber außerhalb Rußland ist meines Wissens nur ein einziger Ofen nach diesem System gebaut worden.

Indem nun die Praxis das erste Mittel wählte, hat sie zwar die Production bedeutend vermehrt, aber nicht proportional der Schachtcapacität, sondern erst durch die Vermehrung der Leistungsfähigkeit der Gebläse ist es möglich geworden, die directe Reduction eines bedeutenden Theiles der Erze zur Ausführung zu bringen und daher hat man der Ofengröße und dem heißen Winde eine Wirkung zugeschrieben, welche bloß und allein der Leistungsfähigkeit des Gebläses zukommt.

Wenn man also wirklich die Production der Ofengröße proportional machen will, so sind dazu drei Wege offen: nämlich eine nochmalige Vergrößerung der Leistungsfähigkeit der Gebläse und der Kraft zu ihrem Betriebe; oder ein Verlassen der directen Reduction und Ersetzung derselben durch andere Mittel der Mehrproduction; oder endlich ein Verlassen der üblichen Ofenform und Adoptirung derjenigen von Rachette. Wer den ersten Weg einschlägt, der wird erfahren, daß er nicht den guten Weg gewählt hat, denn eine Vermehrung der Betriebskraft hebt die Vortheile einer Mehrproduction wenigstens theilweise wieder auf, ohne die Nachtheile in Anschlag zu bringen, welche eine erhöhte Windpressung nach sich zieht. Die beiden anderen Wege können in einen zusammengezogen werden und die Befolgung derselben wird auch zum gewünschten Erfolge führen.

Um aber so complicirte Verhältnisse in ihrem Endresultate klar und entscheidend darzustellen, genügt es nicht, in Raum-, Zeit-, Druck- und Gewichts-Maaßen zu rechnen, sondern wir müssen auch die Kosten der einzelnen Factoren in Geld in Rechnung bringen, und nur dadurch kann endgültig entschieden werden, was zum eigentlichen Endziele aller Industrie, zur möglichsten Oekonomie führt. Ich habe daher auch in dieser Richtung den Werth der vorzuführenden verschiedenen Betriebsmethoden zu bestimmen gesucht.

Jede Theorie, insofern sie eine Erkenntniß des Wahren ist, hat ihren Werth, aber sie repräsentirt eine Barre edlen Metalles, welche erst dann in Circulation kommt, wenn sie gemünzt ist und wenn ihr innerer Werth durch das Münzamt controllirt und beglaubigt ist; so muß eine Theorie, um controllirt und beglaubigt zu werden, nicht bloß auf analytischem Wege erhalten seyn, sondern auch sich synthetisch bewähren, sie muß die Mittel in sich enthalten, um in die Praxis überzugehen, und diese kann sie nur enthalten, wenn sie eine Vorausbestimmung des Wirkungsgrades der einzelnen Factoren zuläßt, um zu denjenigen Resultaten zu gelangen, die man wünscht.

Ich glaube, daß es mir nun gelungen sey, meine Hohofen-Theorie so weit zu verbessern und zu vervollständigen, um jenen Anforderungen zu genügen. Gewiß ist es, daß die Wahrheit immer den Stempel des Einfachen an sich trägt: ich hoffe daß dieser Stempel den einzelnen Motiven nicht fehle, wenn aber viele Wahrheiten zu einem Ziele zusammengetragen werden müssen, so gelangt man nothwendigerweise zu einem Complicirten, das liegt eben in der Natur der Sache und es nimmt die Complicirtheit mit der Vollständigkeit alles Zusammengehörenden zu. Wer sich eben mit einem solchen Zusammengehörenden befassen will, der darf die Mühe nicht scheuen sich in alle Details hineinzuarbeiten und dieselben als Bestandtheile eines Ganzen in sich aufzunehmen. Ich hoffe den Lesern dieses Aufnehmen erleichtert zu haben, indem ich so viel als möglich Berechnungen und Belege von der Begründung des Einzelnen getrennt habe und erstere besonders dem eigentlichen Text folgen lasse, wo sie dann bequem die Anwendung der gegebenen Methoden zur Uebersicht darbieten.

§. 2. Die Statik der Wärme im Hohofen.

Nicht aller Brennstoff welchen wir in den Gichten in den Hohofen aufgeben, producirt Wärme. Schon in der Vergasungszone wird eine gewisse Menge Brennstoff von der Feuchtigkeit des Windes, welche je

nach der Witterung und der Jahreszeit wechselt, in Kohlenoxyd und Wasserstoff umgesetzt und dabei nicht Wärme erzeugt, sondern im Gegentheil solche consumirt.

Von dem aufgegebenen Brennstoff haben wir also stets eine gewisse Menge für diesen Consum in Abrechnung zu bringen. Als mittleren Wassergehalt des Windes, welcher zur Verbrennung von 1 Kil. Kohlenstoff erforderlich ist, können wir 0,0495 Kil. annehmen. Diese Menge consumirt von dem vorhandenen 1 Kil. Kohlenstoff 0,033 und verwandelt diesen in 0,077 Kohlenoxyd, und 0,0055 Wasserstoff werden frei.

Der Wärmeconsum ist dann:

$$\left.\begin{array}{l}0{,}0055 \text{ H à } 34000 = 187 \\ 0{,}033 \text{ C à } 3200 \;\; = 105\end{array}\right\} 292 \text{ W.E.}$$

welche neben den 0,033 weniger Kohlenstoff in Rechnung gebracht werden müssen, weil diese Wärmemenge derjenigen entnommen wird, welche der wirklich verbrannte Kohlenstoff producirt.

In sehr vielen, ja den meisten Fällen wird noch ein viel größerer Theil des in den Gichten aufgegebenen Kohlenstoffes der Verbrennung und Wärmeproduction entzogen, nämlich dadurch, daß ein Theil der Erze nicht von den Ofengasen reducirt wird, sondern durch festen Kohlenstoff. Auch bei diesem Vorgange wird sowohl Kohlenstoff als Wärme consumirt.

Ist das Eisen im Erze als FeO vorhanden, so ist der Kohlenstoffconsum pro 1 Eisen =

$$28 : 6 = 1 : x = 0{,}214 = C;$$

ist hingegen das Eisen als Fe^2O^3 vorhanden, so wird dieser Consum =

$$56 : 18 = 1 : x = 0{,}321 \text{ C}.$$

Ein Gewichtstheil Eisen als FeO enthält $28 : 1 = 8 : x = 0{,}2857$ Sauerstoff.

Dieser consumirt, indem er sich zu Kohlenoxyd bildet:

$$8 : 6 = 0{,}2857 : x = 0{,}2143 \text{ Kohlenstoff}.$$

Der an das Eisen gebundene Sauerstoff ist in festem Zustande vorhanden und muß also latente Wärme aufnehmen um gasförmig zu werden, ebenso der zur Bildung von Kohlenoxyd nöthige Kohlenstoff; der Wärmeconsum ist also für 1 Kil. Eisen, welches als FeO durch festen Kohlenstoff direct reducirt wird =

$$\left.\begin{array}{l}0{,}2857 \text{ O à } 4200 = 1200 \text{ W.E.} \\ 0{,}2143 \text{ C à } 3200 = \;\;686 \;\;\text{„}\end{array}\right\} 1886 \text{ W.E.}$$

Ist dagegen das Eisen im Erze als Fe^2O^3 vorhanden, so haben wir:

$$56 : 1 = 24 : x = 0{,}4286 \text{ Sauerstoff und}$$
$$8 : 6 = 0{,}4286 : x = 0{,}3214 \text{ Kohlenstoff}$$

und daher ist der Wärmeconsum =

$$\left.\begin{array}{l} 0{,}4286 \text{ O à } 4200 = 1800 \\ 0{,}3214 \text{ C à } 3200 = 1028 \end{array}\right\} 2828 \text{ W.E.}$$

Dieser, so richtig gestellte Consum an Kohlenstoff und an Wärme hat durch directe Reduction, wie leicht zu ersehen, einen sehr bedeutenden Einfluß auf den Hohofen, und erst dadurch ist nun auch eine vollkommen befriedigende Erklärung der Wirkung des heißen Windes möglich; wir sehen daß die durch letzteren zu ersetzende Wärmemenge so bedeutend groß ist, daß selbst der heißeste Wind, welchen wir einblasen können, nicht genug Wärme enthält, um für eine hälftige directe Reduction Ersatz zu geben, und daß dieser Ersatz theilweise durch einen Ueberschuß an Brennstoff geleistet werden muß, umsomehr als schon der Consum an Kohlenstoff welcher nicht zur Verbrennung kommt, sehr bedeutend ist.

Man sollte glauben, daß eine solche zweifache Vermehrung des Brennstoffconsumes jede Oekonomie durch directe Reduction unmöglich machen würde, auch widerstreitet eine solche effective Vermehrung des Brennstoffconsumes der Ansicht, daß der heiße Wind ein Mittel sey, um Brennstoff zu sparen.

Allerdings würden wir ohne heißen Wind noch mehr Brennstoff verbrennen müssen, um die directe Reduction bis zur Hälfte zu treiben, und insofern bringt der heiße Wind immerhin eine Brennstoffersparniß in ihrem Gefolge.

Das Räthsel, wie ein unter allen Umständen durch directe Reduction erforderter Mehraufwand an Brennstoff dennoch ökonomisch seyn könne, ist durch folgende drei Ursachen lösbar.

Der Wärmebedarf um 1 Kil. Eisen nebst den mitkommenden Schlacken zu schmelzen und flüssig zu erhalten, wechselt je nach dem Gehalte der Erze von 30 bis 70 Procent zwischen 1,11 und 0,6 Kohlenstoff. Sobald aber der Kohlenstoff unter 1 sinkt, wird dadurch die Kohlung und Reduction des Erzes beeinträchtigt, weil das reducirende und kohlende Kohlenoxydgas nicht mehr genügend vorhanden ist, um diese Operationen mit normaler Geschwindigkeit auszuführen, daher wird die Production in der Zeiteinheit geringer. Ist hingegen der vorhandene Kohlenstoff mehr als 1 auf 1 zu reducirendes Eisen, so wird die Kohlung und Reduction des Erzes beschleunigt, aber nur im Verhältniß von $1/5$ von dem überschüssigen Kohlenstoffe.

Wenn nun aber die directe Reduction für 1 Eisen 0,214 bis 0,321 Kohlenstoff beansprucht, welcher nicht durch den eingeblasenen Wind verbrannt wird, so bringen diese 0,214 bis 0,321 Kohlenstoff 0,499 bis 0,749 Kohlenoxyd in die Reductionsgase welche nicht durch Stickstoff verdünnt sind, und die also die Kohlung und Reduction mehr beschleunigen als wenn diese Kohlenstoffmenge durch den zugeführten Wind verbrannt worden wäre.

Der dritte und wichtigste Umstand, welcher die directe Reduction zu einem bedeutenden Mittel der Oekonomie macht, ist folgender. Wenn keine directe Reduction stattfindet, so müssen die Reductionsgase die Erzstücke vollständig bis auf ihren innersten Kern durchdringen, um dieselben durch und durch zu reduciren und zu kohlen; findet dagegen directe Reduction statt, so ist dieses tiefere Eindringen nicht mehr nöthig, es wird dann nur das Aeußere des Erzstückes gekohlt und reducirt, der innere unreducirte Kern aber löst sich in den Schlacken auf und wird dann erst in der Schmelzzone aus diesen das metallische Eisen durch die Berührung mit festem Kohlenstoffe ausgeschieden. Dadurch wird nun zwar der Brennstoff nicht gespart, aber Zeit, denn um die Erzstücke durch und durch zu kohlen und zu reduciren, wird, wie wir zeigen werden, viel mehr Zeit in Anspruch genommen, als wenn die reducirenden Gase nur auf geringe Tiefe in die Erzstücke einzudringen brauchen, daher wird die Production in der Zeiteinheit größer, und darauf beruht hauptsächlich die Oekonomie welche die directe Reduction gewährt.

Um nun die Statik der Wärme im Hohofen zu berechnen, haben wir vor Allem den Kohlenstoffgehalt des auf die Gicht aufgegebenen Brennstoffes hinzusetzen; wenn directe Reduction stattfindet oder stattfinden soll, so ist dann vor Allem die dazu erforderliche Kohlenstoffmenge in Abzug zu bringen. Diese Menge berechnet sich, indem man die Qualität des Erzes berücksichtigt, ob dasselbe FeO oder Fe^2O^3 enthalte, und dann die für diese beiden Fälle per 1 Eisen nöthigen 0,214 und 0,321 mit dem Eisenantheile multiplicirt, welcher direct reducirt werden soll. Wenn also die directe Reduction z. B. $\frac{1}{2}$ ausmachen soll und das Erz enthält Fe^2O^3, so ist der dazu nöthige Kohlenstoff $= \frac{1}{2} . 0{,}321 = 0{,}1605$.

Nach Abzug dieser Quantität wird dann erst für den Rest der Kohlenstoff berechnet, welcher durch das Wasser im Winde verzehrt wird, indem man diesen Rest mit 0,033 multiplicirt.

Das was nun übrig bleibt, wenn man diesen Consum für das Wasser im Winde in Abzug gebracht hat, ist dann die Kohlenstoffmenge welche durch den Wind verbrannt werden soll und die allein Wärme producirt.

Wir haben also drei verschiedene Quantitäten von Kohlenstoff, nämlich die totale, die welche bis in die Schmelzzone gelangt, und die welche durch den Wind verbrannt wird. Diese drei Quantitäten müssen wohl unterschieden werden. Die totale Menge gelangt als Kohlenoxyd in die Reductionszone, und theils als Kohlensäure, theils als Kohlenoxyd in die Vorwärmzone, aus der sie dann evacuirt wird.

Die Menge welche in die Schmelzzone gelangt, dient uns um die specifische Wärme der Gase aus der Vergasungszone behufs der Anfangstemperatur zu berechnen.

Dagegen dient die zur Verbrennung kommende Kohlenstoffmenge erstens zur Berechnung der richtigen Windmenge, zweitens zur Berechnung des Stickstoffes in den Gasen, und drittens zur Berechnung der Wärmemenge welche im Ofen erzeugt wird.

Früher habe ich die Wärmeproduction berechnet, indem ich die Hälfte des Kohlenstoffes mit 8000, die andere mit 2400 multiplicirte und letzteres Product vom ersteren abzog; dieß war nicht richtig und ich verdanke es Hrn. Lürmann, Hütteningenieur in Georgs Marienhütte bei Osnabrück, mich auf diesen Fehler aufmerksam gemacht zu haben. Die latente Wärme, welche der Kohlenstoff aufnimmt indem er aus dem festen Zustande in den gasförmigen übergeht, ist 3200 W. E.; man müßte also setzen: $\frac{1}{2} . 8000 - \frac{1}{2} . 3200 = 2400$ W. E. per 1 Kohlenstoff.

Wir haben daher einfach den zu verbrennenden Kohlenstoff mit 2400 W. E. zu multipliciren, um die entwickelte Wärmemenge zu berechnen.

Von dieser Wärmemenge kommt dann in Abzug diejenige, welche durch das Wasser im Winde consumirt wird, welche man erhält indem man den zu verbrennenden Kohlenstoff mit 292 multiplicirt.

Als Wärmeproduction sind dann noch hinzuzufügen: der Wärmegehalt des Windes, insofern dieser erhitzt wird, und die Wärme welche der Brennstoff vor seiner Verbrennung aufnimmt.

Die durch den Wind zugeführte Wärme ist: $C . 5{,}747 . s . T$, wo C = das Gewicht des verbrannten Kohlenstoffes; 5,747 das Volumen in Kubikmetern von Wind welches für 1 C erforderlich; s = specifische Wärme der atmosphärischen Luft = 0,2377, und T = der Temperatur auf welche der Wird erhitzt wird.

Um den Wärmegehalt des Brennstoffes zu berechnen, dividiren wir die Summe der durch Verbrennung und Wind zugeführten Wärme, minus der durch das Wasser verzehrten, durch die specifische Wärme der Gase welche aus der Vergasungszone kommen, letztere = w und erstere = W

und setzen dann $\frac{W}{w} \cdot \frac{1}{1 - \frac{s}{w}} = T$, wo s = der specifischen Wärme des Brennstoffes bei der Temperatur $\frac{W}{w}$ die wir in der Tabelle auf Seite 32 in den „Documenten," oder bequemer in einer neuen Tabelle finden, welche wir dieser Abhandlung in einem Anhange beifügen werden.

Mit der so gefundenen Temperatur = T ist dann das Gewicht des Brennstoffes zu multipliciren, ferner mit s' = der specifischen Wärme des Brennstoffes bei der Temperatur T.

Den Werth = w, d. h. die specifische Wärme der Gase welche aus der Vergasungszone kommen, berechnet man indem man den zu verbrennenden Kohlenstoff mit $2^1/_3$ multiplicirt, wodurch man das diesem entsprechende Kohlenoxyd erhält, z. B. 1,233 Kohlenstoff = $^1/_3 \cdot 1{,}233 + 2 \cdot 1{,}233 = 2{,}877$ Kohlenoxyd. Zieht man nun von diesen wieder 1,233 ab und addirt den Logarithmus des Restes dem Logarithmus 0,51987, so gibt die Summe den Logarithmus der dem Stickstoffe entspricht, welcher in der Luft den 2,877 — 1,233 = 1,614 Sauerstoff der zur Bildung des Kohlenoxydes erforderlich war, beigemischt ist.

Die Gase enthalten aber ferner noch das Kohlenoxyd welches durch die Feuchtigkeit des Windes gebildet wurde, so wie den dabei frei gewordenen Wasserstoff.

Die Gewichtsmengen von CO, N und H werden dann mit der ihnen zukommenden specifischen Wärme = 0,2479; 0,2440 und 3,4046 multiplicirt; die Summe dieser Producte ist dann = w.

Ich will noch bemerken, daß die in den Handbüchern angegebenen Componenten der atmosphärischen Luft nicht mit einander stimmen; ich habe mich auf die Autorität Bunsen's verlassen und daher

Vol. O = 20,96, Gewichtsth. = 23,2
„ N = 79,04 „ = 76,8 angenommen.

Darnach braucht ein Gewichtstheil Kohlenstoff Kil. 5,747 oder Kub. Met. 4,442 atmosphärischer Luft zur Verbrennung.

Hat man nun die Wärmemenge welche die Vorerwärmung des Brennstoffes hinzubringt, zu W addirt = W', so ist dann die Anfangstemperatur der Gase welche aus der Vergasungszone in die Schmelzzone übertreten $= \frac{W'}{w} = T'$.

Wir können annehmen, daß auch das Eisen und die Schlacken diese Temperatur T' annehmen, ehe sie in die Vergasungszone gelangen,

wenn keine directe Reduction stattfindet; findet aber solche statt, so wird dadurch die Schmelzzone dermaßen abgekühlt, daß das Eisen und die Schlacken unmöglich mehr diese Temperatur annehmen können. Durch diesen bedeutenden Wärmeconsum in der Schmelzzone muß auch die Transmission der Ofenwände beeinflußt werden, so daß wir nicht die Temperatur T' für dieselbe in Rechnung bringen können.

Es wird daher die in Rechnung zu bringende Temperatur, als diejenige der Schmelzzone und als diejenige welche Eisen und Schlacken in letzterer annehmen, der Wirklichkeit entsprechender seyn, wenn wir sie bei stattfindender directer Reduction durch $\frac{W' - W''}{w}$ berechnen, wo dann W'' die Wärmemenge ist, welche durch die directe Reduction consumirt wird.

Dagegen ist nicht anzunehmen, daß Eisen und Schlacken bei der Temperatur stehen bleiben, welche sie in der Schmelzzone annehmen, denn je weniger heiß sie in den Herd des Ofens gelangen und sich daselbst ansammeln, um so mehr werden sie dort noch freie Wärme aufnehmen, da namentlich die Schlackendecke gerade mit dem heißesten Punkte im Gestelle, da wo die Kohlensäure auftritt, in unmittelbarer Berührung ist; auch wird da eine nachträgliche Wärmeaufnahme am größten seyn, wo die Temperaturdifferenz zwischen dem wärmeaufnehmenden und wärmeabgebenden Körper am größten ist.

Wie können wir nun aber bestimmen, wie groß diese Wärmeaufnahme im Herde seyn werde?

Es haben Dulait und Boulanger, und de Vathaire durch die calorische Methode den Wärmegehalt von Affinir- und Gießerei-Schlacken und von Affinir- und Gießerei-Eisen bestimmt.

Erstere fanden
per 1 Kil. 433 W.E. 492 W.E. 309 W.E. 337 W.E.; letztere
fanden: 550 „ 330 „

Diese Quantitäten sind also die Gesammtmenge an Wärme, welche diese Schmelzproducte von der Gicht bis in den Herd empfangen haben. Können diese Quantitäten irgendwie constant seyn? Diese Frage muß verneinend beantwortet werden, denn diese Summen von Wärme müssen nothwendig mit der Ofentemperatur wechseln. Das Einzige was uns diese Bestimmungen zeigen, das ist daß die Schlacken stets eine größere Menge von Wärme aufnehmen als das Roheisen, trotzdem daß die specifische Wärme der Schlacken doppelt so groß ist als diejenige des Roheisens, wornach das umgekehrte Verhältniß stattfinden müßte. Es liefern

also diese Bestimmungen den Beweis, daß die Schlacken im Herde weit mehr Wärme empfangen als das Roheisen. Wir können auch aus denselben schließen, daß die Ofentemperatur bei Darstellung von Gießerei-Eisen größer gewesen sey als bei Darstellung von Affinireisen; wenn man aber mit den Autoren dieser Bestimmungen, wie ich es in den „Documenten" gethan habe, weiter geht und schließt, daß Gießerei-Eisen und Schlacken als solche eine größere Wärmecapacität haben als Affinireisen und Schlacken, so gelangt man auf den Weg des Irrthumes. Denn wenn auch Dulait und Boulanger, und de Bathaire zu ähnlichen Resultaten gelangt sind, so kommt das nur daher, daß die Empirie stets einen Ueberschuß von Brennstoff verwendet, wenn sie Gießerei-Eisen darstellen will und gleichzeitig das Windquantum so beschränkt, daß die directe Reduction beschränkt wird, wodurch dann allerdings das Endresultat das ist, daß der Ofen heißer wird beim Betrieb auf Gießerei-Eisen als beim Betrieb auf Affinireisen.

Vollkommen richtig ist es, daß die Ofentemperatur zur Darstellung von Gießerei-Eisen eine höhere seyn soll und muß, als zur Darstellung von Affinireisen nöthig ist; aber Affinireisen kann auch bei höherer Temperatur dargestellt werden und dann wird der Wärmegehalt von Eisen und Schlacken auch ein größerer werden, sowie Gießerei-Eisen darin sich sehr verschieden verhalten wird, je nach der effectiven Temperatur welche bei möglichst kleinem Brennstoffconsum den höchsten Grad erreichte, nicht bei Ueberschuß desselben.

Es ist daher ganz unzulässig, die latente Wärme für Gießerei- und Affinireisen verschieden anzunehmen, eine sichere Bestimmung derselben ist wenigstens jetzt nicht möglich; wenn wir solche aber zu 140 W. E. für Roheisen und 80 W. E. für die Schlacken annehmen, so werden wir jedenfalls von der Wahrheit nicht allzu entfernt seyn und unter keinen Umständen in der Wärme-Statik einen Fehler machen der von Belang wäre, da 140 W. E. das Aequivalent von 0,058 und 80 das von 0,033 Kohlenstoff sind.

Auch die Wärmeaufnahme der Schmelzproducte im Herde können wir nur ungefähr bestimmen, indem wir annehmen daß die von Dulait und Boulanger erhaltenen Resultate sich auf Ofentemperaturen von 1250^0 für Affinireisen und von 1500^0 für Gießerei-Eisen stützten.

Dann sind	433 W.E.	492 W.E. minus im
Ofen aufgenommene 1250 . 0,2172 =	271 „	1500 . 0,2326 = 349 „ u. die im Herde
aufgenommene Wärmemenge =	162 W.E.	143 W.E., folglich ist das
Verhältniß der im Herde empfangenen Wärmemenge =	0,6	0,41
Ferner sind	309 W.E.	337 W.E. minus im
Ofen aufgenommene 1250 . 0,1259 =	157 „	1500 . 0,1175 = 176 „ u. die im Herde
aufgenommene Wärmemenge =	152 W.E.	161 W.E., folglich ist das
Verhältniß der im Herde empfangenen Wärmemenge =	1	1,1

Diesen proportional wäre dann die Wärmeaufnahme bei den Ofentemperaturen:

	1600^0	1500^0	1400^0	1300^0	1200^0	1100^0
für das Roheisen . . .	0,64	0,60	0,56	0,52	0,48	0,44
für die Schlacken . . .	1,22	1,14	1,06	0,99	0,91	0,83

Somit wird die von den Schmelzmaterialien im Herde aufgenommene Wärmemenge gefunden, indem man die in der Schmelzzone empfangenen Wärmemengen mit vorstehenden Zahlen multiplicirt.

Wenn wir nun im Herde einen Wärmeconsum haben, so sollte eigentlich dieser, wie der Wärmeconsum für directe Reduction, von dem Wärmevorrath in der Vergasungszone in Abzug kommen, denn was schon im Herde consumirt wird, ist für die höheren Zonen verloren. Wir haben dieß aber unterlassen, weil bei niedrigen Ofentemperaturen der Consum im Herde so klein ist, daß es nicht der Mühe lohnt ihn in Rechnung zu bringen; ist aber der Consum groß, so ist auch die Temperatur des Ofens eine hohe, so daß keine Gefahr vorhanden ist, daß das Schmelzmaterial sich nicht in der Schmelzzone vollständig verflüssige, daher auch in diesem Falle eine Correction behufs der Statik ohne Nachtheil unterbleiben kann.

Uebrigens kann ja im speciellen Falle leicht durch das angedeutete Mittel ein abnormes Verhältniß einer genaueren Untersuchung unterworfen werden. So ist bei dem Betrieb in Tab. G (siehe Anhang) für Erz à 70 Proc. die im Gestelle absorbirte Wärmemenge = 231 W. E.; zieht man nun diese von dem Wärmevorrathe in der Vergasungszone ab, so wird die Ofentemperatur statt 1626^0 nur noch 1368^0, dadurch die Absorption in der Schmelzzone 334 W. E. gegen 434 W. E., und das Verhältniß der Reductionszone = 0,293 statt 0,330, wodurch dann die berechnete Production von Kil. 185,6 Fe sich auf Kil. 174,7 reducirt.

Ueberhaupt werden ja solche Betriebsberechnungen nicht gemacht, um alle möglichen Verhältnisse und Resultate zum Betriebe zu bringen, sondern um zu untersuchen auf welche Weise der Betrieb technisch und ökonomisch am vortheilhaftesten werde.

§. 3. Zweck und Nutzen der Statik der Wärme.

Der Zweck der Wärme-Statik ist ein dreifacher. In erster Linie gewährt sie uns eine Controlle über die Verwendung der Wärme im Hohofen, in zweiter Linie gestattet sie uns das nöthige Brennstoffquantum zu bestimmen um einem a priori zu berechnenden Betriebe zu genügen und drittens können wir mit Hülfe der Wärme-Statik das Zonenverhältniß bestimmen, welches bei jeder Art des Betriebes auftritt und das sowohl für deren Volumen als für die Durchsetzzeiten gilt.

Die Wärme-Statik ist daher das Fundament und der Ausgangspunkt der Theorie des Hohofens; mit ihrer Hü fe können wir den Vorgang bei verschiedenen Betriebsverhältnissen erkennen und dann durch diese Erkenntniß auch umgekehrt diese Verhältnisse a priori bestimmen, indem sie die Gesammtwirkung sämmtlicher Factoren darstellt.

Wenn wir auch in der vorhergehenden Anleitung zur Berechnung der Statik der Wärme das Allgemeine mitgetheilt haben, so bleibt uns doch noch übrig, die Wärmeverhältnisse etwas näher zu beleuchten.

Immer und immer wieder wird die Frage aufgeworfen: ob die durch Reduction und Kohlung frei werdende Kohlensäure nicht wenigstens theilweise durch den glühenden Brennstoff zu Kohlenoxyd zurückgeführt werde?

Um diese Frage zu beantworten, müssen wir etwas weit ausholen. Ist das zu reducirende Erz = FeO, so sind darin auf 1 Fe = 0,286 O enthalten und zwar im festen Zustande; dieser Sauerstoff muß also latente Wärme aufnehmen, um sich mit CO zu CO^2 vereinigen zu können; es wird daher Wärme gebunden, aber diese Wärme wird nicht von derjenigen geliefert welche durch Verbrennung entstanden ist, sondern von dem CO welches zu CO^2 verbrennt. 0,286 O verbrennen 0,5004 CO zu 0,7886 CO^2 ohne Aenderung des Volumens, aber die CO^2 ist beinahe zweimal so dicht als das verbrannte CO; wenn aber eine solche Aenderung der Dichte stattfindet, so muß nothwendigerweise Wärme frei werden. In der That, wenn 0,5004 CO zu CO^2 verbrennen, so werden 0,5004 . 2400 = 1200,9 W. E. frei; statt daß sie nun aber frei werden, machen sie den festen Sauerstoff gasförmig. Diese 1200,9 W. E. entsprechen aber (da die latente Vergasungswärme des Sauerstoffes 4200 ist) 0,286 = dem Sauerstoffe welcher Gasform angenommen hat, so geben 4200 . 0,286 = 1201 W. E.

Es ist also absolut falsch, wenn man wie de Vathaire annimmt (und ihm Bell abgeschrieben hat) daß die durch Reduction entstandene CO^2 wieder reducirt werde und daß auf 1 FeO = 106 W. E., auf

$1\ Fe^2O^3 = 1027$ W. E. latent, d. h. consumirt werden, wodurch der Wärmeconsum im Hohofen um 36 Proc. zu hoch würde.

Wir haben daher für die Reduction der Erze durch Gichtgase keinen Consum von Wärme in Rechnung zu bringen, dagegen ist solche zu berücksichtigen, wenn wir die specifische Wärme der Gichtgase berechnen, indem wir pro $1\ Fe = 1\ FeO = 0{,}5\ CO$ zu $0{,}786\ CO^2$ und für $1\ Fe = Fe^2O^3 = 0{,}75\ CO$ zu $1{,}178\ CO^2$ verbrannt in Rechnung bringen.

Ganz anders verhält es sich bei der Kohlung des Eisens; die Hälfte des Kohlenstoffes im CO scheidet sich aus, wird fest und es bleibt CO^2; es findet also eine doppelte Verdichtung statt, die des Kohlenstoffes welche pro 1 Gewichtseinheit 3200 W. E. gibt, und die der CO^2 welche (da 1 C der sich ausscheidet 1,333 O entspricht) $1^1/_3 . 4200 = 5600$ W. E. frei macht. Wenn daher 0,04 C pro 1 Fe fest werden, so werden dabei $(3200 + 5600)\ 0{,}04 = 352$ W. E. frei.

Da $1\ C = 3{,}666\ CO^2$ bildet, so haben wir behufs der Berechnung der specifischen Wärme der Gichtgase den pro 1 Fe fest gewordenen, d. h. zur Kohlung verwendeten C einfach mit 3,666 zu multipliciren.

In dem Hohofen von Clerval von 1848, dessen Gichtgase Ebelmen analysirte, ist der Kohlenstoff im Brennstoffe pro 1 Fe = 1,126;

diesen entsprechen . . . . CO = 2,627
wovon durch Reduction
(Erz = Fe^2O^3) verbrennen zu CO^2 1,178 }
Kohlung . . 0,016 . 3,666 = 0,058 } 1,236 = CO = 0,786 = CO 1,841 =
aus Kalkstein empfangen die Gase 0,073 = CO^2 1,309 =
Stickstoff wie in Vergasungszone N 4,806 =
Wasserstoff ebenso . . . . H 0,006 =
Kil. 7,962

= CO	Kub.Met.	1,471	= 24,295	Volumproc.
= CO^2	„	0,666	= 10,999	„
= N	„	3,851	= 63,601	„
= H	„	0,067	= 1,166	„
	Kub.Met.	6,055	= 100,000	Volumproc.

Der Wassergehalt wurde nicht in Rechnung gebracht, um die Synthese mit der Analyse vergleichbar zu machen. Diese gab:

CO	= 28,61	Volumproc.
CO^2	= 11,39	„
N	= 57,06	„
CH^2	= 0,20	„
H	= 2,74	„

Die Differenzen zwischen Synthese und Analyse rühren vor Allem von dem höheren Wasserstoffgehalte her den letztere zeigt, und dann von dem Gehalte an CH^2.

Vernachlässigen wir die kleine Menge Kohlenstoff im CH^2 und setzen für $H^2 = 0,16$, so daß der ganze Wasserstoffgehalt = 2,90 Volumproc. wird (die Holzkohlen enthalten, wie Ebelmen nachgewiesen hat, freien H), so haben wir:

CO	24,293	=	23,865	Volumproc.
CO^2	10,999	=	10,806	„
N	63,601	=	62,480	„
H	2,900	=	2,849	„
	101,793	=	100,000	Volumproc.

Die Analyse zeigt also noch einen Ueberschuß
von 28,61 — 23,865 = 4,745 Volumproc. CO
und 11,39 — 10,806 = 0,584 „ CO^2.

Diese Ueberschüsse enthalten zusammen 2,567 Volumproc. Kohlenstoff und 2,965 Volumproc. Sauerstoff, während die angewandte Holzkohle Gewichtsproc. C = 3,729 und O = 4,195 enthielt, welche durch bloße Erwärmung frei wurden, was also vollkommen die Ueberschüsse der Analyse erklärt, da sogar noch Ueberschüsse von = 3,729 — 2,567 = 1,162 C und 4,195 — 2,965 = 1,230 O bleiben.

Aus Allem diesem geht hervor, daß von der durch Reduction und Kohlung gebildeten Kohlensäure, sowie von der aus Zuschlag entstandenen, auch keine Spur wieder in Kohlenoxyd zurückgeführt wurde, so daß daher kein Wärmeconsum stattfinden konnte, daß hingegen die Kohlung eine nicht ganz unbedeutende Wärmeproduction veranlaßt, je nach dem Grade der Kohlung.

Diese Wärmeproduction in der Reductionszone haben wir in der Wärme-Statik nicht in Rechnung gebracht, da sie in den meisten Fällen zu unbedeutend ist um eine solche weitere Complication zu rechtfertigen, und da diese Production hauptsächlich die Quantität der evacuirten Wärme vermehrt, so ist es leicht, derselben in den Fällen Rechnung zu tragen wo dieß erforderlich seyn möchte.

In der Praxis wird die Brennstoffmenge welche zu irgend einem Betriebe erforderlich ist, stets auf dem Wege des Versuches gefunden und bestimmt, indem man auf ein gewisses Quantum Brennstoff nach und nach mehr Erz nimmt, bis das fallende Product der beabsichtigten Qualität entspricht, insofern diese überhaupt erreichbar ist. Dieß ist aber weit entfernt rationell zu seyn, da auf diese Weise oft mehr Brennstoff consumirt wird als nöthig wäre und als die Oekonomie erfordert, wie wir zu zeigen Anlaß haben werden. Namentlich ist die Meinung daß man zur Darstellung von stark gekohltem Gießerei-Eisen mehr Brennstoff nöthig habe als für Affinireisen, eine ganz unbegründete, trotz der Behauptung der Empiriker daß dieß Sache der Erfahrung sey.

Die Statik der Wärme dient daher um die nothwendigen Brennstoffquantitäten mit Rücksicht auf möglichste Oekonomie a priori zu bestimmen. Zu diesem Ende hat man nur, wie wir dieß in den im Anhang mitgetheilten Rechnungsresultaten gethan haben, mehrere Statiken der Wärme neben einander zu setzen, in denen das Brennstoffquantum pro 1 Fe successive erhöht ist. Es zeigt sich dann in der Reihe eine Brennstoffquantität welche in der Zeiteinheit die größte Menge von Product ge-

währt. Um hier ein Beispiel zu geben, wollen wir die Resultate einer solchen Reihe angeben.

Die Brennstoffmengen sind pro 1 Fe =									
Kohks = ...	0,7	0,8	0,9	1	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
die Production per Stunde ist									
Roheisen, Kil.	209,1	230,0	246,7	266,3	277,6	272,6	269,1	265	269

In diesem Falle wären also 1,1 Kohks pro 1 Fe die vortheilhafteste Brennstoffmenge, wenn wenigstens dieser Brennstoff nicht einen übermäßig hohen Preis hat, was sich dann übrigens leicht näher bestimmen läßt, wie wir zu zeigen haben werden.

Die Volum- und Durchsetzzeit-Verhältnisse der verschiedenen Zonen sind sehr wechselnde Werthe, welche die Reduction und den Kohlungsgrad mit bestimmen und daher von großer Wichtigkeit sind. Auch diese Verhältnisse sind nur durch die Wärme-Statik bestimmbar.

In den „Documenten" haben wir diese Verhältnisse bestimmt, indem wir die Zonen-Volumina der Wärmemenge proportional setzten welche in denselben vom Brennstoffe und von den Schmelzmaterialien absorbirt wird. Dieses ist aber unrichtig; es ist die Wärmecapacitat der einzelnen Zonen, welche dem Volumen und den Durchsetzzeiten in denselben proportional ist.

Die Wärmecapacität wird berechnet, indem man die absorbirte Wärme durch die Temperatur dividirt um welche die Materialien in der Zone erhoben werden.

Die Zonen-Verhältnisse ergeben sich dann einfach durch $S : s = V : x$, wo S = der Summe der Wärmecapacitäten von Vorwärm-, Reductions- und Schmelzzone ist, s = die Capacität der einzelnen Zone und V = dem Volumen des Schachtes. Man erhält also drei Bruchzahlen welche zusammen = 1 sind. Diese Bruchzahlen mit V multiplicirt, sind dann gleich dem Volumen der Zone und mit der Durchsetzzeit multiplicirt gleich der Durchsetzzeit in der Zone. Je größer Volumen und Durchsetzzeit der Reductionszone ausfallen, desto günstiger wird im Allgemeinen der Betrieb seyn.

§. 4. Die Transmission der Ofenwände.

Schon das Wenige was wir über die Lehre der Wärmetransmission durch die Ofenwände hindurch an die äußere Luft in den „Documenten" vorführten, mußte den Leser überzeugen, daß eine annähernde Bestimmmung derselben a priori zwar nicht eine Unmöglichkeit ist, aber einerseits zu sehr complicirt und andererseis ohne besondere experimentelle

Bestimmungen über die Leitungsfähigkeit der Materialien zu unzuverlässig ist, als daß es der Mühe lohnte in allen Fällen solche weitläufige Berechnungen vorzunehmen.

Noch weniger können wir die Transmission von Hohöfen bestimmen, deren Form, Wanddicke und alle anderen mitwirkenden Factoren wir nicht kennen, und doch wenn wir verschiedene bekannte Betriebsarten miteinander vergleichen wollen, so dürfen wir den Wärmeconsum durch die Transmission nicht ganz außer Acht lassen, und sind daher genöthigt wenigstens die einflußreichsten Factoren in Rechnung zu ziehen.

Unter diese einflußreichsten Factoren gehören in erster Linie die absolute Größe des Ofens, dann das Verhältniß der Schachtcapacität zu der Transmissionsfläche und die im Ofen herrschende Temperatur. Nach vielerlei Versuchen habe ich gefunden, daß folgende rein empirische Formel, die natürlich alle Oefen in gleichen Proportionen ꝛc. voraussetzt, unserem Zwecke am besten entsprechen möchte.

$\frac{V^{0,5}}{V_1^{0,5}} \cdot \frac{T'}{T} \cdot 10,8 = Tr.$ Darin ist V = der Schachtcapacität des Normalofens, V_1 = derjenigen des Ofens welcher Gegenstand der Berechnung ist, T′ = der Temperatur im zu berechnenden und T = derjenigen im Normalofen. 10,8 ist die Transmission des Normalofens in Procenten der Wärme ausgedrückt die in demselben für 1 Fe transmittirt werden und endlich Tr sind dieselben Procente für den zu berechnenden Ofen. V und V_1 sind auf die Potenz 0,5 erhoben.

Darnach wäre in einem Ofen

A	V = 11,3 Kub.Met.	T = 1499°;	Tr = 10,8 Proc.
B	V_1 = 18,5 „	T = 1573°;	Tr = 8,6 „
C	V_1 = 108,5 „	T = 1191°;	Tr = 2,6 „

Der Wärmeaufwand ist dann für

A = 366 W.E.	× stündliche Production =	31110 W.E.
B = 253 „	„ „ =	29854 „
C = 304 „	„ „ =	215232 „

und der dafür verwendete Brennstoff ca. Kil. 15,5; 14,9 und 107,6 Kohks.

Der Aufwand wird natürlich mit dem Ofen und der Geschwindigkeit des Durchsatzes absolut größer, und nur proportional kleiner, so daß mit der Größe des Ofens der Bedarf pro 1 Fe abnimmt.

Für die Capacitäten V = 100 200 300 400 500 Kub. Met. würde, bei sonst gleichem Betriebe, Temperatur ꝛc. der Aufwand
= 3,9 2,8 2,3 1,9 u. 1,8 seyn.

Würde der kleinste Ofen per Stunde 100 Kil. Kohks erfordern, so würde der größte nur noch 46 Kil. Kohks zur Bestreitung der Transmission erheischen.

Natürlich schließt ein solches oberflächliches Verfahren, welches mehr daran erinnert daß ein Wärmeconsum durch Transmission stattfindet, als solchen näher bestimmt, rationellere Methoden zur Bestimmung nicht aus. Noch weniger soll es vergessen machen daß es Mittel gibt diese Transmission zu beschränken; aber für unseren Zweck muß eben die gegebene Formel ausreichen und wird auch im Allgemeinen ausreichen, um sowohl analytisch als synthetisch die Betriebsverhältnisse zu studiren.

Hr. Lowthian Bell in Cleveland hat die Transmission der Ofenwände dadurch ermitteln wollen, daß er ein mit Wasser gefülltes Gefäß gegen die Ofenwand anbringt, und dann die vom Wasser aufgenommene Wärme bestimmt. Wenn Hr. Bell auch nur einen oberflächlichen Begriff von dem Wesen der Wärmetransmission gehabt hätte, so würde er nicht auf diesen Irrweg gerathen seyn und nicht Andere veranlaßt haben, ihm solchen Unsinn nachzuschreiben.

Das Medium welches die Wärme von den Ofenwänden erhält und fort nimmt, ist nicht Wasser, sondern die den Ofen umgebende Luft, die ihrer Natur nach sehr beweglich ist, durch Aufnahme von Wärme augenblicklich in Strömung geräth und um so mehr Wärme fortführt als die Geschwindigkeit ihrer Strömung groß ist, daher auch eine heißere Ofenwand nicht bloß darum mehr Wärme transmittirt, weil sie heißer ist, sondern in einem sehr viel stärker progressiven Verhältnisse als ihrer Temperatur allein zukäme. Wenn daher, wie in Bell's Versuche, die Luftcirculation gehemmt wird, so kann die an das Wasser übergegangene Wärme auf keine Weise ein Maaß für die Größe der Transmission unter den in der Wirklichkeit bestehenden Bedingungen geben.

§. 5. Die Reducirbarkeit der Erze.

Es kann nicht bestritten werden, daß die Eisenerze je nach ihrer Natur in Beziehung auf Reducirbarkeit ein sehr verschiedenes Verhalten zeigen, daß es Erze gibt welche sich im Strome von Reductionsgasen bei höherer Temperatur äußerst leicht, andere schwerer und noch andere gar nicht reduciren lassen. In die erstere Kategorie gehören namentlich im Allgemeinen $FeO + CO^2$ und im Besonderen die Blackbands, welche von einer bituminösen Substanz imprägnirt sind, die einerseits selbst die Reduction zum Theil ohne alle Mitwirkung reducirender Gase bewirken kann, andererseits durch Verflüchtigung bei höherer Temperatur den Eisenstein in einem äußerst lockeren porösen Zustande hinterläßt und dadurch das Eindringen der Reductionsgase sehr erleichtert, und daher die Reduction befördert. In die letztere Kategorie gehören das kieselsaure Eisenoxyd

und die als Erze verwendeten Affinir- und Puddelschlacken. Diese beiden Arten von Erzen bilden aber eine Ausnahme von der Regel und die weitaus größere Zahl der anderen Erzsorten gehört der zweiten Kategorie an. Auch bei diesen Erzen ist die Reducirbarkeit ungleich groß, doch werden die Differenzen, welche sie in dieser Beziehung zeigen, kaum größer seyn als zwischen 1 und 1,5. Es kommt dabei noch sehr darauf an, ob man die Reducirbarkeit auf das Gewicht oder auf das Volumen bezieht, da natürlich ein an Fe reicheres Erz, welches ein kleineres Volumen einnimmt als ein armes Erz, länger der Einwirkung der Reductionsgase ausgesetzt bleiben muß als ein ärmeres.

Man glaubt der Reducirbarkeit der Erze eine bedeutende Wirkung im Hohofenprocesse zuschreiben zu müssen, und auch ich hatte mich dieser Meinung angeschlossen, bin nun aber durch Verfolgung meiner Studien zu dem Schlusse gekommen, daß diese Reducirbarkeit wie wir sie im Laboratorium bestimmen, im Hohofen selbst nur eine sehr untergeordnete Rolle spielen kann, natürlich die extremen Fälle ausgenommen.

Bei unseren Laboratoriumsversuchen zertheilen wir das zu untersuchende Erz stets in verhältnißmäßig sehr kleine Stücke, so daß das über sie geleitete Gas gar nicht tief einzudringen braucht, um bis auf den Kern dieser kleinen Stücke zu gelangen; dadurch sind aber die Bedingungen ganz andere als die im Hohofen selbst stattfindenden.

Sobald die Erzstücke bedeutend größere Dimensionen haben, ist natürlich das Eindringen der Reductionsgase in das Innere und Innerste derselben um so mehr erschwert als die Stücke größer sind, und zwar in einem Verhältnisse welches das, was wir Reducirbarkeit heißen, sehr bedeutend überwiegt. Der Fall ist derselbe wie wenn man einerseits Hobelspäne und andererseits Holzklötze von einiger Dimension in einem Bottiche so mit Wasser begießen würde, daß das Wasser unten wieder abläuft; die Hobelspäne werden in sehr kurzer Zeit vollständig von Wasser durchdrungen seyn, vermöge der Capillarität der Poren, die Holzklötze hingegen werden sehr lange Zeit mit Wasser begossen werden müßen, bis dasselbe sie durchdrungen hat, obgleich die Porosität und die Capillarkraft ganz dieselben sind wie bei den Hobelspänen, weil der Weg welchen das Wasser zu machen hat, um in das Innerste zu dringen, ein viel längerer ist; Hobelspäne und Klötze werden schließlich beide gleich vollständig vom Wasser durchdrungen werden, und der Unterschied ist nur der, daß die Klötze dazu eine viel längere Zeit und auch mehr Wasser in Anspruch nehmen, da letzteres ohne Nutzeffect unten wieder abläuft.

Wenn sich nun auch verschiedene Holzarten in dieser Beziehung wie die Erze verschieden verhalten, indem die einen größere und mehrere

Poren als andere haben, so wird sich dieß bei den Hobelspänen weit eher kund thun als bei den Klötzen, weil das Wasser über sie herunterfließt ohne daß die Adhäsionskraft des Wassers zu der Holzsubstanz wächst, wie das Reductionsgas nur die Oberfläche der Erzstücke bestreicht und nicht durch eine bedeutende chemische Anziehungskraft nach dem Inneren gezogen wird.

Wenn wir die Erze als Kugeln betrachten, deren Durchmesser successive

30; 40; 50; 60; 70; 80; 90 und 100 Millimeter

$= d$ ist, so ist dann die Oberfläche $= F$ jeder einzelnen Kugel $= d^2 \pi$:

F = 0,002827; 0,005026; 0,007854; 0,011310; 0,015394; 0,020106; 0,025447 und 0,031416 Kub. Met.;

die Stückzahl dieser Kugeln welche den Raum von 1 Kub. Met. einnehmen $= n = n^2 = \left(\frac{1}{d}\right)^3$:

n — 37038; 15625; 8000; 4629; 2915; 1953; 1372 u. 1000 Stücke;

der Kubikinhalt $= J$ jeder einzelnen Kugel ist $= R^3 \,.\, 4,1888$ ($R =$ Radius);

J = 0,0000141; 0,0000335; 0,0000654; 0,0001131; 0,0001796; 0,0002681; 0,0003817 und 0,0005236 Kub. Met.

Da nun aber im Hohofen der Schacht nicht bloß mit Erzen, sondern auch mit Zuschlag und Brennstoff gefüllt ist, so kann 1 Kub. Met. Schachtcapacität nicht mehr die berechnete Zahl von Erzstücken enthalten. Natürlich wechselt das Volumen welches die Erze für sich einnehmen, mit jeder Art des Betriebes, mit jeder Verschiedenheit der Schmelzmaterialien u. s. w.; da wir aber hier nur den Einfluß der Größe der Stücke betrachten wollen, so können wir irgend eine Gicht-Zusammensetzung annehmen. Wir wählen solche = 1 Gewichtstheil Kohks, 2 Gewichtstheile Erz und 0,1 Zuschlag, woraus

Kohks $\frac{1}{400}$ = Kub Met. 0,00250
Zuschlag $\frac{0,1}{1322}$ = „ 0,00076
} Kub. Met. 0,00326 = 0,773
Erz $\frac{2}{2072}$ = „ 0,00096 = 0,227
} = 1.

Die Zahl der Erzstücke reducirt sich also in diesem Falle auf 0,227 derselben und wird:

n . 0,227 = 8047; 3546; 1816; 1051; 662; 443; 311; 227;

multipliciren wir nun diese mit der Oberfläche die jedem einzelnen Stücke

zukommt, so erhalten wir die Contactfläche welche den Reductionsgasen dargeboten wird. Sie ist:

F . n . 0,227 = 22,78; 17,82; 14,26; 11,88; 10,18; 8,91; 7,93; 7,18 Quadratmet.

Schon aus dieser, mit der Zunahme der Durchmesser der Stücke rasch abnehmenden Contactfläche per 1 Kub. Met. Schachtcapacität, ersehen wir, daß die Schachtcapacität und die Durchsetzzeiten mit dem Durchmesser der Stücke zunehmen müssen, wenn eine vollständige Reduction derselben stattfinden soll.

Wenn wir nun aber noch den größeren Widerstand hinzurechnen, welchen die wachsende Dimension der Stücke dem Eindringen der Reductionsgase entgegensetzt, so werden diese Verhältnisse noch eine viel größere Progression zeigen.

Da von der Oberfläche der Kugel aus die Masse gegen das Centrum hin fortwährend abnimmt, so folgt daß nur ein sehr kleiner Theil des Gases bis in die Mitte der Kugel einzudringen hat; wir könnten daher den mittleren Weg welchen die Gase machen müssen um ihre Action zu vollbringen, dadurch berechnen daß wir denselben $= \frac{J}{F}$ setzen, wie wir das in den „Documenten" S. 53 für die eindringende Wärme gethan haben. Die Wärme dringt aber vermöge der Wärmeleitungsfähigkeit des Materiales ein, und dieß ist bei dem Eindringen der Gase nicht nur nicht der Fall, sondern es ist sogar wahrscheinlich daß der Widerstand ein progressiver ist, wenn der Weg welchen des Gas machen muß, größer wird.

Da wir nun aber keinerlei Anhaltspunkte haben, um eine solche Progression festzustellen, so bleiben wir einfach bei dem wirklichen Radius welchen unsere Kugeln haben, als Weg den das Gas zu machen hat, und dividiren diesen in der Contactfläche, nämlich:

$$\frac{F \, . \, n \, . \, 0{,}227}{R} = 1949; \;\; 892; \;\; 571; \;\; 396; \;\; 291; \;\; 223; \;\; 176; \;\; 142;$$

da nun die Zeit des Contactes der Gase diesen Verhältnissen reciprok ist, so nehmen wir diese für die Stücke von 30 Millimet. Durchmesser = 1, und erhalten die übrigen proportional =

1; 2,2; 3,4; 4,9; 6,7; 8,7; 11,0; 27,8.

Nun wissen wir z. B. daß Erzstücke vom Durchmesser 30 Millimet. gewöhnlicher Reducirbarkeit 7 Stunden Durchsetzzeit brauchen, um sich auf circa 1,6 Proc. zu kohlen und zu reduciren, folglich würden Erzstücke der Durchmesser

Millimeter	30;	40;	50;	60;	70;	80;	90;	100;
Stunden:	7;	15,4;	23,8;	34,3;	46,9;	60,9;	77,0;	194,6

erfordern um reducirt und auf denselben Grad gekohlt zu werden, wenn diese Stücke durch und durch reducirt werden müssen, und kein FeO oder Fe^2O^3 übrig bleiben darf, das sich nachträglich direct reducirt. Da aber mit Zunahme der Ofenschacht-Capacität auch die Durchsetzzeit naturgemäß größer wird, so geht daraus hervor, daß bei Zunahme dieser in gleichem Verhältnisse auch die Durchmesser der Erzstücke entsprechend größer werden dürfen, ohne ihre vollständige Reduction zu gefährden.

Da nun seit mehreren Decennien die Schachtcapacitäten der Oefen fortwährend größer gemacht werden, so ergibt sich daraus die Ursache warum jene Unfälle welche den Betrieb gewaltsam störten, viel seltener geworden sind, so daß jene Verlegung des Gestelles mit schwerschmelzbarem oder unschmelzbarem Material, nicht oder nur in seltenen Fällen einem Umkippen der Gichten 2c. zuzuschreiben war, sondern ihre wahre Ursache in einer unregelmäßigen Größe der Erzstücke lag, die sich in der stattfindenden Durchsetzzeit nicht vollständig reduciren konnten und dann im glücklichen Falle Rohgang herbeiführten, im unglücklichen Falle nicht hinlänglich gekohltes Eisen, welches sich dann in der Schmelzzone nicht mehr verflüssigen konnte.

Was aber noch weit wirksamer jene Zufälle vermindert, das ist der nun allgemein gebräuchlich gewordene Betrieb auf Massenproduction durch directe Reduction, welcher einen Theil der Erze unreducirt in die Schlacken überführt, aus denen dann das Eisen durch Contact mit festem Kohlenstoffe reducirt wird, indem der dabei latent werdenden Wärme im Voraus durch Ueberschuß an Brennstoff und erhitzten Wind Genüge geleistet wird.

Bei solchem Betriebe ist es natürlich nicht mehr nöthig, daß die Reductionsgase die Erzstücke bis auf ihren innersten Kern durchdringen, es kann sogar die directe Reduction so weit gehen, daß nur noch die Hälfte der Masse der Erzstücke durch die Gase zu reduciren und zu kohlen ist, wodurch natürlich die Reductionsgase weniger tief einzudringen brauchen. Der Inhalt des zu kohlenden und zu reducirenden Theiles der Erzstücke ist dann nur noch $\frac{J}{2} = J'$. Wir haben dann:

$$J' = 0{,}000007;\ 0{,}0000167;\ 0{,}0000327;\ 0{,}0000565;\ 0{,}0000897;\ 0{,}0001340;\ 0{,}0001908;\ 0{,}0002618 \text{ Kub.Met.}$$

Der Radius, welcher die Länge des Weges bezeichnet, den die Gase machen müssen um hinlänglich tief einzudringen, ist nun

$$\frac{J}{F} : \frac{J'}{F} = \frac{0{,}030}{2} : R' = 0{,}00744 \text{ Met.}$$

Die Werthe R′ sind dann 0,00744; 0,01332; 0,0263; 0,030; 0,0409; 0,0534; 0,0676; 0,0835 und $\frac{n \cdot 0{,}227}{R'}$ = 3928; 1339; 543; 396; 249; 167; 117; 85.

Wenn nun Erzstücke vom Durchmesser 70 Millimeter bei hälftiger directer Reduction erfahrungsgemäß in Stunden 13,89 reducirt werden und das Gesammtproduct auf 1 Proc. gekohlt wird, so können wir 249 als die Normale annehmen, und haben dann als reciproke Werthe für

die Durchmesser	30;	40;	50;	60;	70;	80;	90;	100 Millimeter:
die Verhältnißzahlen	0,06;	0,18;	0,46;	0,63;	1;	1,5;	2,1;	2,9 und
die Zeiten	0,83;	2,50;	6,39;	8,75;	13,89;	20,83;	29,17;	40,28 Stunden

als erforderlich um dasselbe zu erreichen.

Um nun aber diese beiden erhaltenen Reihen miteinander vergleichbar zu machen, müssen wir beide auf gleichen Kohlungsgrad berechnen. Der Kohlungsgrad in letzterer Reihe ist 2 Proc., weil nur durch die Reductionsgase reducirtes Eisen gekohlt wird; um nun erstere Reihe auf denselben Kohlungsgrad zu bringen, müssen wir sie mit 1,25 multipliciren und erhalten dann:

Stunden 8,75; 19,25; 29,75; 42,87; 58,62; 73,62; 96,25; 243,25.

Die vollständige Reduction und Kohlung der Erze durch Reductionsgase erfordert also bei gleichen Stückgrößen eine 10 bis 6 mal so lange Zeit als wenn die Hälfte der Erze direct reducirt wird.

Dieses ungünstige Verhältniß wird aber dann noch bedeutend modificirt, denn erstens ist der Brennstoffconsum $1^1/_2$ mal so groß wenn die Hälfte des Erzes direct reducirt werden soll, wodurch der Gicht-Modulus um $1^1/_2$ größer wird; zweitens wird bei dem größeren Brennstoffgehalte in den Gichten weniger Erz in der gleich groß angenommenen Reductionszone Platz finden, und drittens wird selbst das Volumen dieser Zone kleiner bei directer Reduction, weil durch den größeren Brennstoffconsum die Wärmecapacität der Schmelzzone bedeutend größer wird.

Immerhin geht aus dieser Berechnung hervor, daß große Schachtcapacitäten und directe Reduction das Mittel sind, um größere Erzstücke ohne Nachtheil verwenden zu können. Da aber die directe Reduction nicht allein seligmachend ist, sondern selbst den äußerst großen Nachtheil hat, schlechtere Producte zu liefern, so wird man dieses Mittels auch entbehren können, indem man Schachtcapacität und Größe der Erzstücke in ein Verhältniß setzt, welches gegen erwähnte Zufälle Sicherheit bietet.

Wir waren im Falle, sowohl für den zur directen Reduction nothwendigen Kohlenstoff, als für den Wärmeaufwand zu unterscheiden, ob die

Erze FeO oder F^2O^3 enthalten; es entsteht daher die Frage, ob die Reducirbarkeit von FeO und F^2O^3 nicht ebenfalls eine Verschiedenheit zeige?

Da FeO nie frei in den Erzen vorkommt, sondern immer entweder an Kohlensäure oder an Kieselsäure gebunden, so ist die Reducirbarkeit nicht bloß von dem Oxydationsgrade des Eisens, sondern noch weit mehr von dem sauren Elemente abhängig, welches mit dem FeO verbunden ist, und zwar macht die Verbindung mit Kohlensäure die Reducirbarkeit ausnahmsweise groß, die Verbindungen mit Kieselsäure dagegen sind gegen Reductionsgase ganz und gar indifferent und können nur durch festen Kohlenstoff, d. h. direct reducirt werden.

Das Verhalten von Spatheisenstein, welcher neben 32 Proc. Kohlensäure nur wenig Mangan, Magnesia und Wasser enthält, haben wir bei unseren reductometrischen Versuchen („Documente" S. 70) studirt und gefunden daß eine Temperatur von 792° nicht ausreicht um irgend einen Theil von FeO zu reduciren, während 793° schon eine obwohl geringe Reduction gegeben haben.

Als in 6 Stunden die Temperatur allmählich von 640 auf 829° gesteigert wurde, wurden 70 Proc. Sauerstoff entfernt d. h. 78 Fe reducirt, und als die Temperatur in 4 Stunden von 840 auf 888° gebracht wurde, fand sich alles Eisen reducirt.

Daraus geht hervor, daß bis zu 793° die höhere Temperatur bloß Kohlensäure austreibt, und zwar um so schneller als diese schneller gesteigert wird, während dann die vollständige Reduction schon unter 882° stattfindet.

Die Temperaturgrenzen der Reductionszone sind 500° und 1000°. Nehmen wir nun die Durchsetzzeit in dieser Zone = 9 Stunden an, so wird die Temperatur nach der

1ten, 2ten, 3ten, 4ten, 5ten, 6ten, 7ten, 8ten u. 9ten Stunde seyn:
555°; 610°; 665°; 720°; 775°; 830°; 885°; 940°; 1000°.

Es werden also von dieser Durchsetzzeit $5^1/_2$ Stunden verbraucht um die Kohlensäure auszutreiben, $1^1/_2$ Stunden zur Reduction und es bleiben wenigstens 2 Stunden übrig um Kohlung zu bewirken.

Ziehen wir in Betracht, daß die Reduction von Fe^2O^3 schon bei 500° beginnt, daß von 30 Proc. Sauerstoff 3 entfernt werden müssen, um Fe^3O^4 zu bilden, und 5 Proc. um FeO zu bilden, daß also die Arbeit für $Fe^2O^3 = 30$, die für $FeO = 22$ ist, so scheint sich daraus zu ergeben, daß die Reducirbarkeit von FeO unendlich viel größer sey als die von Fe^2O^3. Aber ein solcher Schluß wäre unrichtig, denn es wirken dabei zwei andere Ursachen mit, welche allein diese Ungleichheit weit besser erklären, als der Oxydationsgrad.

Durch die Austreibung der Kohlensäure wird das Erz nicht nur äußerst porös und dadurch die Einwirkung der Reductionsgase ungemein erleichtert, sondern es wird auch das Volumen des Erzes wenigstens auf die Hälfte heruntergebracht und daher enthält dann die Zone eine viel größere Menge von reducirbarem Eisen auf das gleichgebliebene Volumen von Brennstoff und Zuschlag, so daß die Reductionsgase auf eine größere Menge von FeO in derselben Zeit einwirken können.

Wenn wir also Spatheisenstein in die Gichten bringen, so gehen von 9 Stunden Durchsetzzeit $5^1/_2$ Stunden verloren, welche zur Austreibung der Kohlensäure verwendet werden, und nur $3^1/_2$ Stunden werden zur Reduction und Kohlung verwendet. Diese $3^1/_2$ Stunden sind aber in der That gleich zu achten 4,2 Stunden, weil die Gicht-Moduli vor und nach der Austreibung der Kohlensäure sich ungefähr wie 1,2 : 1 verhalten, so daß 3,5 Stunden = 3,5 . 1,2 = 4,2 Std.

Da nun aber Erze welche F^2O^3 enthalten, nicht 4,2 sondern 9 Stunden zu ihrer Reduction und Kohlung erfordern, so würde dann wieder Gleichheit im Erfolge eintreten und wenn daher Eisencarbonate dennoch in kürzerer Zeit sich reduciren und kohlen als Fe^2O^3, so ist dieß der größeren Porosität zuzuschreiben, welche erstere durch die Austreibung der Kohlensäure erlangen.

Die Durchsetzzeit der Eisencarbonate, welche zu ihrer Reduction und Kohlung auf einen gewissen Grad nöthig ist, wird dann noch besonders dadurch abgekürzt, daß man dieselben meistens röstet und die Kohlensäure austreibt ehe sie auf die Gichten kommen, so daß dann die Reduction und Kohlung schon bei der Temperatur 500° beginnen kann.

Leider gibt es keine genau bekannten Betriebsverhältnisse in denen Carbonate zur ausschließlichen Verwendung kommen; um mit aber doch einigermaßen über den Unterschied Rechenschaft zu geben, welchen Carbonate gegenüber von Fe^2O^3 zeigen, habe ich zwei Betriebe mit Carbonaten berechnet, nämlich einen schottischen Hohofen welcher das berühmte schottische Gießerei-Roheisen liefert, und einen Ofen von Lowmoor welcher sich durch die Festigkeit seiner Producte auszeichnet.

Der schottische Hohofen liefert per 1 Stunde Durchsetzzeit in der Reductionszone = 13,083 Eisen, welches circa 3 Proc. Kohlenstoff enthält. Bei gewöhnlichen Erzen ist für den gleichen Kohlungsgrad die Production in derselben Zeiteinheit nur = 8,698. Der Unterschied in der Durchsetzzeit ist also $\frac{13,083}{8,698} = 1,5$.

In Lowmoor glaubt man durch kalten Wind, kleine Oefen, Nichtbenutzung der Gichtgase und enge Gestelle, und dann durch einen ganz enormen

Brennstoffconsum das Mittel gefunden zu haben, um eine bessere Qualität Eisen zu erzeugen als alle anderen Hütten Englands. Wenn man nun aber einen solchen Betrieb näher betrachtet, so ergibt sich daß er die reinste Täuschung ist, und daß, wenn die Qualität des dort producirten Eisens wirklich besser ist, dieß einfach dem Umstand zuzuschreiben ist, daß die Erze sowohl als der Brennstoff in Lowmoor weniger Schwefel enthalten als andere, sowie der sorgfältigeren, complicirteren, aber auch kostbareren Affinirung des Roheisens.

Denn wenn in Lowmoor auf 1 Fe 1,8 Kohlenstoff in die Gichten kommen, so ist dieser Brennstoffüberschuß mehr als hinreichend um die Hälfte des Erzes direct zu reduciren, und ob nun die directe Reduction durch einen Ueberschuß an Kohlenstoff oder durch heißen Wind stattfinde, kommt natürlich ganz auf dasselbe heraus. Es entsteht nun allerdings die Frage, ob dieser Brennstoffüberschuß wirklich zur directen Reduction Verwendung finde, oder ob er bloß mit sehr geringem Nutzeffect die unbenutzten Gichtgase an CO und freier Wärme bereichere. Da wir weder eine Analyse der Gichtgase besitzen, noch deren Temperatur kennen, noch wissen welche Quantität Wind in der Zeiteinheit in den Ofen geblasen wird, so fehlen uns die Kriterien welche zur Beantwortung jener Frage dienen könnten. Dagegen kennen wir die stündliche Production, und mit Hülfe dieser können wir immerhin berechnen wie groß die Production per 1 Stunde Durchsetzzeit seyn würde, wenn directe Reduction stattfindet und wenn solche nicht stattfindet.

Die Rechnung ergibt für den ersten Fall = 14,590 Fe, für den zweiten = 37,200 Fe.

Die Differenzen gegen gewöhnliche Erze wären daher für den ersten Fall $= \frac{14{,}590}{8{,}698} = 1{,}68$, für den zweiten Fall $= \frac{37{,}200}{2\,.\,8{,}698} = 2{,}14$. Es bewirkt aber der Brennstoffüberschuß im ersten Falle eine Beschleunigung von 1,16, im zweiten von 1,34; daher ist die dem Erze zukommende größere Reducirbarkeit $= \frac{1{,}68}{1{,}16} = 1{,}45$ und $\frac{2{,}14}{1{,}34} = 1{,}60$. Nun sind aber 1,45 und 1,60 so nahe an 1,50, welche wir bei dem schottischen Betriebe als die den Erzen zukommende Reducirbarkeit gefunden haben, um daraus schließen zu können, daß in beiden Betrieben dieselbe Reducirbarkeit sich geltend mache, was auch in der That so seyn muß, da die schottischen und die Staffordshirer Blackbands in ihrer Zusammensetzung sich völlig ähnlich sind.

Was nun die absolute Production in der Zeiteinheit betrifft, so ist sie im schottischen Ofen per 1 Kub. Met. Schachtcapacität = 130 Kil.

in 24 Stunden, in dem Ofen von Lowmoor aber = 114 Kil., daher muß in letzterem eine beinahe eben so große directe Reduction stattfinden als in ersterem.

§. 6. Directe und indirecte Reduction.

Die directe Reduction der Erze durch festen Kohlenstoff ist viel älter als die Reduction durch die Ofengase, denn sie war die ursprüngliche Methode um Eisen zu gewinnen in den sogenannten Stücköfen. Das so erhaltene Eisen war nicht hinreichend gekohlt um sich zu verflüssigen, sondern es ballte sich vermöge seines eigenen Gewichtes im Ofenherde zu einer Masse, dem sogenannten Stück zusammen, welches mit großer Kraftanstrengung aus dem Ofen herausgeholt werden mußte.

Die Nachtheile dieses Verfahrens waren einerseits ein sehr großer Brennstoffconsum und andererseits war man genöthigt ausschließlich sehr reine Erze zu verwenden, da es sonst nicht möglich war das erhaltene Eisen hinreichend zu affiniren, um ihm die nöthige Qualität zu ertheilen.

Wir haben gesehen, daß 1 Kil. Roheisen welches direct reducirt wird, 1886 W. E. latent macht, wenn das Erz = FeO ist, und 2828 W. E. wenn solches Fe^2O^3 ist. Außerdem werden im ersteren Falle 0,214, im letzteren 0,321 Kohlenstoff erfordert, um den Sauerstoff im Erze zu binden. Diese Quantitäten repräsentiren 1,000 und 1,491

Kohlenstoff, à 91 Proc.	= 1,099	und 1,638	Kohks;
diesen fügen sich noch hinzu je nach dem Gehalte der Erze 0,6 bis 1,22 Kohks als Wärme producirend	= 0,910	„ 0,910	im Mittel
und der Gesammtverbrauch war somit .	2,009	2,548	Kohks

oder eine äquivalente Menge Holzkohle, und wohl auch noch mehr, da man damals auf Ersparniß an Brennstoff nicht Bedacht nahm.

Man muß auch nicht gla ben, daß mit Einführung des eigentlichen Hohofens alle directe Reduction ausgeschlossen gewesen sey, wenigstens war damals der Brennstoffconsum noch hinlänglich groß, um eine partielle directe Reduction zu gestatten. Hätte man schon vor der vor 35 Jahren eingeführten Erhitzung des Windes die möglichste Oekonomie des Brennstoffes so im Auge gehabt wie jetzt, so wäre der heiße Wind schwerlich in den Ruf gekommen die Oekonomie des Hohofens gehoben zu haben. Nur dem Umstande daß man vorher mehr Brennstoff verbrauchte als nothwendig gewesen wäre, verdankt auch der heiße Wind seinen Ruf, ein Mittel zur Ersparniß an Brennstoff zu seyn, was er in der That nicht ist,

denn nicht der heiße Wind ist es welcher die Production erhöht, sondern die directe Reduction der Erze, und diese ist keineswegs eine nothwendige Folge des Windes, ja nicht einmal nothwendige Folge eines Ueberschusses an Brennstoff in den Gichten, sondern der heiße Wind und der Brennstoffüberschuß sind nur das Mittel, für den Wärmeconsum Ersatz zu leisten welchen die directe Reduction veranlaßt. Wir können aber jede beliebige Menge Brennstoff in den Ofen bringen, den eingeblasenen Wind noch so stark erhitzen, ohne daß deßwegen nothwendig directe Reduction erfolgt; damit solche erfolge, muß das zugeblasene Windquantum so gesteigert werden, daß die Durchsetzzeit der Gichten hinlänglich groß wird um einen Theil der Erze unreducirt und ungekohlt aus der Reductionszone in die Schmelzzone zu bringen, und nur unter dieser Bedingung kann directe Reduction stattfinden, während heißer Wind nebst überschüssigem Brennstoffe nur die Mittel sind, für den Wärme- und Kohlenstoffconsum, die durch jene veranlaßt werden, Ersatz zu leisten.

Dieser Ersatz ist nun, wie wir gesehen haben, größer als der Bedarf zum Schmelzen der Producte; der Ersatz ist für Fe^2O^3-Erze = 1,638, der Bedarf = 0,910 Kohks. Durch Erhitzen des Windes wird nur ein Theil dieses Brennstoffes ersetzt, daher auch dessen Menge vermindert und zwar um 0,402 Kohks, so daß nur 2,146 übrig blieben, wenn der für diese nöthige Wind auf 300° erhitzt wird; das macht 15,8 Proc. des nöthigen Ueberschusses und 24,4 Proc. des totalen Bedarfes. Würde man den Wind auf 600° bringen, so würde die Ersparniß 0,805 Kohks seyn = 31,6 und 48,8 Proc. Aber fraglich ist es, ob dann die bedeutenden Mehrkosten für die Erhitzung des Windes nicht diese Ersparniß von 0,402 Kohks compensiren würden. Das ist das, was in Wirklichkeit durch den heißen Wind bei Verdoppelung des Gesammtproductes geleistet werden kann.

Vergleichen wir damit das, was die Praktiker als Resultate der Erfahrung überliefert haben.

Aus dem Nachlasse des Frhrn. v. Herder hat im Jahre 1840 F. Th. Merbach eine Zusammenstellung solcher Erfahrungen von 39 verschiedenen Hohöfen veröffentlicht; dieselben sind auch als jetzt noch werthvoll in der deutschen Bearbeitung von Percy's Metallurgie aufgenommen worden. Nach diesen hätte die Brennstofferſparniß zwischen 9,20 und 68,16 Proc., und die Mehrproduction zwischen — 15,49 und + 71,78 gewechselt, bei Windtemperaturen zwischen 100° und 440°, die größte Brennstofferſparniß bei 322°.

Wir wissen nun, daß eine absolute Brennstofferſparniß ebensowenig stattfindet als 2 + 3 = 4 geben kann, und wenn daher unsere 39

Beobachter dennoch so bedeutende Ersparnisse constatirten, so ist dieß keiner anderen Ursache zuzuschreiben als der, daß bei kaltem Winde ein mächtiger Ueberschuß an Brennstoff ganz unnützer Weise zur Verwendung kam. Daß die Mehrproduction in einzelnen Fällen negativ gefunden wurde, und selbst bei dem sehr vereinzelten Maximum nur 71,78 Proc. betrug, erregt unsere Verwunderung nicht, da ja diese Mehrproduction nicht in der Temperatur des Windes, sondern in der Vermehrung des Windquantums begründet ist. Erst dadurch daß man die Schachtcapacitäten vergrößerte und dann als nothwendige Folge dieser Vergrößerung die Zahl der Düsen, die Kraft und Größe des Gebläses vermehrt wurden, gelangte man, der Ursache unbewußt, dazu, das zur directen Reduction und folglich auch zur Vermehrung der Production nöthige größere Windquantum in den Ofen zu führen, und dann konnte diese Mehrproduction bis auf das Doppelte gesteigert werden, ob der Wind kalt oder von einer höheren Temperatur eingeblasen wurde. Dazu braucht man aber auch nothwendig einen Ueberschuß an Brennstoff, welcher allerdings durch die Windtemperatur gemindert, aber nicht ersetzt werden kann, und dieser Ueberschuß wird um so größer als die Production selbst größer werden soll.

Es ist anzunehmen, daß die erwähnten 39 Beobachter sämmtlich richtig beobachtet haben; die einen glaubten der Erhitzung des Windes alle Berechtigung absprechen zu müssen, die anderen dagegen sie als neue Aera der Siderurgie über alles Maaß erheben zu dürfen. So geht es, wenn man bloß nach zufällig erhaltenen Resultaten urtheilt, ohne sich Rechenschaft über die Ursache der Erscheinungen geben zu können. Darin liegt der Unterschied zwischen der Empirie und der Theorie d. h. der wissenschaftlichen Untersuchung. Man schreibt sich großes Verdienst zu, wenn der bloße Zufall ohne unser Dazuthun und ohne Erkenntniß der Ursache uns zu einem Erfolge verhilft, den wir in einer anderen Localität nicht einmal zu reproduciren vermöchten, weil uns die Einsicht fehlt, welche Bedingungen zu diesem Erfolge erfüllt werden müssen. So sucht Hr. Lowthian Bell heute noch das Problem zu lösen, wie durch Erhöhung der Hohöfen der Betrag der durch die Gicht evacuirten Wärmemenge vermindert werden könne; durch Erhöhung der Oefen erhöht er aber auch den Widerstand der Schmelzsäule, durch diese Erhöhung erniedrigt er das eingeblasene Luftquantum, folglich auch den Betrag der directen Reduction, mit diesem die Verwendung der Wärme im Ofen, und statt die evacuirte Wärme zu vermindern, erhöht er sie; würde er, statt die Hohöfen zu erhöhen, solche niederer machen, so würde er zur Lösung seines Problemes gelangen. Eben so Unrecht hat Siemens, wenn er zur

Lösung dieses Problemes eine höhere Erhitzung des Windes empfiehlt, da eine Mehrzuführung von Wärme in den Ofen die Evacuationstemperatur erhöhen statt vermindern würde, wenn solche nicht von einem größeren Windquantum begleitet ist; da aber der heiße Wind auch den Widerstand der Schmelzsäule erhöht, so wird die Anwendung höherer Windtemperatur eher eine Verminderung als eine Vermehrung des Windquantums zur Folge haben.

Da das durch festen Kohlenstoff, also direct reducirte Eisen keinen Kohlenstoff aufnimmt welcher dasselbe verflüssigbar macht, so muß nothwendig ein anderer Theil der Erze nicht nur durch die Ofengase reducirt, sondern auch von denselben auf einen hinreichend hohen Grad gekohlt werden, um in das Gesammtproduct eine hinlängliche Menge von Kohlenstoff zu bringen, daß es nicht Stückeisen wird, sondern verflüssigbares Roheisen. Daraus geht dann hervor, daß die directe Reduction nur bis zu einer gewissen Grenze stattfinden darf und kann, damit dem übrigen Theile der Erze noch eine hinreichende Durchsetzzeit in der Reductionszone verbleibe, um sich hinreichend kohlen zu können. Je höher nun aber die directe Reduction getrieben wird (man s. Tab. E im Anhang), desto kleiner wird das Verhältniß der Reductionszone; es würde daher ganz unmöglich seyn, durch directe Reduction die Production zu erhöhen, wenn nicht zwei günstige Umstände diesen eben bezeichneten Nachtheil wieder aufheben würden.

Der erste dieser Umstände ist der bereits im vorhergehenden Paragraphen erwähnte, daß bei directer Reduction nur der äußere Theil der Erzstücke reducirt und gekohlt zu werden braucht, und daß daher die zum Eindringen der Reductions- und Kohlungsgase in das Innerste der Stücke erforderliche längere Zeit erspart wird, also Oekonomie an Zeit eintritt, welche den Verlust an Volumen der Reductionszone ersetzt. Der zweite, die Reduction und Kohlung der Erze fördernde Umstand ist der, daß der Brennstoff welcher zum Schmelzen und zur Ausgleichung der latenten Schmelzwärme für den direct reducirten Antheil der Erze dient, ebenfalls Reductionsgase liefert, welche die absolute Menge derselben erhöhen und folglich auch die Reduction und Kohlung des indirect reducirten Antheiles der Erze beschleunigen. Diese Beschleunigung ist indessen nicht sehr groß, denn sie ist nur $^1/_5$ der Gasmenge welche auf diese Weise disponibel wird.

Nur diesen Umständen ist es zu verdanken, wenn wir die directe Reduction bis zur Hälfte der vorhandenen Erze treiben können, oder wenn wir mit anderen Worten die stündlichen Gichten mit einer doppelten Erzmenge beladen können.

Directe Reduction kann sowohl bei der Darstellung von Affinireisen als bei der von Gießerei-Eisen zur Anwendung kommen; indeß ist der ökonomische Vortheil derselben um so geringer, je höher der Kohlungsgrad des Gesammtproductes seyn muß, und nur der Preis des Brennstoffes kann dann darüber entscheiden, ob die directe Reduction wirklich noch ökonomischen Vortheil bringe. So haben wir z. B.

in Tab. D

eine stündliche Production von

Kil. 277,6 Fe bei einem Kohlsconsum von Kil. 1,1, ohne directe Reduction,

in Tab. E

Kil. 284,5 Fe bei einem Kohlsconsum von Kil. 1,1, directe Reduction $\frac{1}{4}$,

in Tab. H

Kil. 328,4 Fe bei einem Kohlsconsum von Kil. 1,522, directe Reduction $\frac{1}{2}$.

Wenn nun der Brennstoff wenig kostet, so ist der Betrieb H der vortheilhafteste, kostet er aber viel, so wird derselbe weniger ökonomisch als der Betrieb D ohne directe Reduction.

Hat man einen Betrieb a priori zu berechnen, so kann der beabsichtigte Betrag der directen Reduction ohne die mindeste Schwierigkeit mit Hülfe der gegebenen Daten in die Berechnung aufgenommen werden. Handelt es sich aber darum, aus einem empirischen Betriebe zu bestimmen, wie groß die directe Reduction in demselben sey, so ist dieß gewöhnlich nur annähernd und bloß durch verschiedene Annahmen mittelst Rechnung zu finden, da die den Betrieb begleitenden näheren Bestimmungen sich auf Production und relativen Brennstoffverbrauch beschränken. Durch genaue Analyse der Gichtgase und der Gichtmaterialien hat zwar Ebelmen den Betrag der directen Reduction bestimmt; dieses Mittel können wir aber nicht anwenden, wenn der in Rede stehende Betrieb z. B. gar nicht mehr ausgeübt wird oder überhaupt durch alle möglichen Umstände modificirt ist. — Um daher eine solche Bestimmung vorzunehmen, müßten wir neben Production und relativer Brennstoffmenge auch noch einen anderen mitbestimmenden Factor kennen. Würden wir die Evacuationstemperatur kennen, so würde dann auch das Verhältniß der durch directe Reduction consumirten Wärme und daraus diese selbst bestimmt werden können. Und würden wir genau den Kohlungsgrad des Gesammtproductes kennen, so würden wir durch Vergleichung der stündlichen Production für diesen Kohlungsgrad, mit der effectiv erhaltenen, ebenfalls den Betrag der directen Reduction finden können. Fehlen uns aber solche näher bestimmende Angaben, so bleiben wir im Ungewissen.

Zum Betriebe des Hohofens von Seraing z. B. (Tab. C im An-

hang) wissen wir durch Ebelmen's Untersuchungen bestimmt, daß gerade die Hälfte der Erze direct reducirt worden ist; wüßten wir das aber nicht, so könnten wir im Zweifel seyn, ob von den 320 evacuirten Wärme-Einheiten nicht etwa noch ein Theil zur directen Reduction verwendet werden könnte; 100 . 2,204 = 220 würden genügen um uns noch 100° Evacuationstemperatur zu geben und 108 W. E. blieben disponibel zur directen Reduction. Da 1886 W. E. 1 Fe direct reduciren, so gäbe das noch Ersatz zur directen Reduction von 0,057 Eisen.

Machen wir nun die Statik auf diese Annahme hin, so haben wir:

Kohks 1,465 à 91 Proc. =	C 1,333
minus für directe Reduction 0,557 . 0,214 =	0,119
	1,214
für Aq im Winde 1,214 . 0,033	0,040
kommen zur Verbrennung	C = 1,174
Wärmeproduction 1,174 . 2400 =	W.E. 2817
d. Wind zugeführt 1,174 . 5,747 . s . 100° =	„ 160
	W.E. 2977
das Aq im Winde consumirt 1,174 . 292	„ 343
$\frac{2634}{1,988} = 1325^0$	W.E. 2634
$1325 . \frac{1}{1 - \frac{0,2754}{1,988}} = 1538^0$; Vorwärmung	
der Kohks 1,465 . 0,2967 . 1538° =	W.E. 669
Wärmevorrath in der Vergasungszone	W.E. 3303

Spec. Wärme der Gase in der Vergasungszone:
C 1,174 = CO 2,739
C 0,040 = CO 0,093

CO	2,832 . s =	0,702
N	5,180 . s =	1,264
H	0,0064 . s =	0,022
		1,988

Temperatur welche Eisen und Schlacken erlangen $\frac{3303 - 1050}{1,988} = T = 1178^0$.

Nun ändert sich bloß der Consum in der Schmelz- und Vergasungszone; wir haben:

Schmelzzone,				
Kohks	669 — (143 + 179) = W.E. 347	} 437 W.E.	gegen	404 W.E.
Eisen	1 . 0,1110 . 178° = „ 20			
Schlacken	1,857 . 0,2126 . 178° = „ 70			
für directe Reduction		1050 „	„	943 „ .
Vergasungszone,				
Eisen	20 . 0,48 = „ 9	} 72 „	„	73 „
Schlacken	70 . 0,91 = „ 63			
		1559	—	1420 = 139 W.E.

Wir würden also in der Wärme-Statik dadurch noch kein Deficit erhalten. Fahren wir nun aber weiter und berechnen wir das modificirte Zonenverhältniß, so haben wir:

Wärmecapacität der Zonen	Zonenverhältnisse.
VZ = 0,930	0,203
RZ = 1,202	0,262 gegen 0,409.
SZ = 2,455	0,535
4,587	

Dieses kleine Volumen der Reductionszone würde nun bei gleichem Kohlungsgrade statt einer stündlichen Production von 708 Kil. Fe nur noch 441,3 Kil. Fe geben, ein Resultat welches entschieden beweist, daß die directe Reduction nicht höher als $1/3$ getrieben werden kann ohne großen ökonomischen Nachtheil. Zugleich zeigt aber diese Untersuchung wie man zu verfahren hat, wenn man einen bekannten Betrieb in seine Factoren auflösen will.

§. 7. Gicht-Modulus.

So lange wir bloß gegebene Betriebsresultate analytisch in Betracht ziehen konnten, wo die stündliche Production stets eine gegebene ist, genügte es, diese Production mit jedem einzelnen der Schmelzmaterialien zu multipliciren, durch Division in das Gewicht der Volumeneinheit das Volumen dieser Materialien per stündliche Gicht zu berechnen, und dann durch Division dieser in die Schachtcapacität die Durchsetzzeit.

Wenn nun aber die stündliche Production unbekannt ist, so können wir auf diese Weise weder die Durchsetzzeit noch die stündliche Production finden, und wir müssen anders verfahren um zu diesen beiden wichtigen Werthen zu gelangen.

Als bekannt und gegeben haben wir immer das Gewicht des Erzes, welches nöthig ist um 1 Gewichtseinheit Eisen zu erhalten. Ebenso ist die nöthige Zuschlagmenge Gegenstand einer Berechnung a priori, je nach der Beschaffenheit der Erze und nach der Modification von Roheisen die erhalten werden soll. In dem Artikel „Statik der Wärme" haben wir gezeigt, wie durch successive Einführung verschiedener Mengen von Brennstoff auch die technisch und ökonomisch richtige Quantität desselben bestimmt werden kann.

Sind nun diese drei Quantitäten dem Gewichte nach bestimmt, so verfahren wir dann wie früher, um sie dem Volumen nach zu bestimmen. Die Summe der drei Volumina constituirt dann den Gicht-Modulus, welcher uns sagt welches Volumen die Schmelzmaterialien einnehmen die zusammen 1 Gewichtseinheit Eisen produciren.

Kennen wir vermöge der Statik der Wärme das Verhältniß der einzelnen Ofenzonen, so läßt sich dann leicht auch das Volumen der

einzelnen Zonen bestimmen. Der Gicht-Modulus in dieses Volumen dividirt, gibt uns dann das Gewicht an Eisen welches diese Zone enthalten kann. Ist der Modulus groß, so wird der Quotient klein werden, er wird ausweisen daß die Zone relativ wenig Eisen enthält; während das Minimum des Gicht-Modulus uns das Maximum von Eisen gibt, welches die Zone zu enthalten vermag.

Je größer der Gehalt der Reductionszone an Eisen ist, desto vortheilhafter wird der Betrieb werden, weil die Reductionsgase, welche Reduction und Kohlung bewirken, in derselben Zeit auf eine größere Menge von Erz wirken können.

Aus bekannten Betriebsresultaten können wir herausrechnen wie viel Zeit erforderlich ist um die Gewichtseinheit von Eisen zu reduciren und auf einen gewissen Grad zu kohlen; oder was auf eben dasselbe hinausläuft, wie viel Eisen die Zeiteinheit reduciren und kohlen kann. Daher können wir dann auch mit Hülfe dieses Factors und mit Hülfe des Gicht-Modulus erfahren, wie viel Eisen bei verschiedenen Betriebsverhältnissen in der Zeiteinheit reducirt und bis zu einem bestimmten Grade gekohlt werden kann, das heißt, diese beiden Factoren bieten uns das Mittel einen unbekannten Betrieb a priori zu berechnen.

Die bekannte Regel: daß der dichteste Brennstoff, folglich der welcher im Ofen das geringste Volumen einnimmt, für den Hohofenbetrieb der vortheilhafteste sey, findet im Gicht-Modulus ihren Ausdruck, indem dieser Brennstoff den Gicht-Modulus kleiner macht. Eine Gewichtseinheit Kohlenstoff z. B. verlangt 1,136 Holzkohle, während sie nur 1,100 Kohks à 91 Proc. verlangt; jene verlangen das Volumen $\frac{1,136}{245}$ = Kub. Met. 0,00464, während diese nur $\frac{1,100}{400}$ = Kub. Met. 0,00275 verlangen; es wird also der Modulus bei Kohks um 0,00464 — 0,00275 = 0,00189 Kub. Met. kleiner, d. h. günstiger werden.

Man könnte glauben, daß auch das Minimum von Brennstoff den günstigsten Gicht-Modulus geben müßte; dem ist aber nicht so, weil der Brennstoff das Material ist aus welchem die kohlenden und reducirenden Gase entstehen. Wenn es daher der Wärme-Statik zufolge auch möglich ist, mit nur 0,6 Gewichtseinheiten Kohks 1 Gewichtseinheit Eisen darzustellen, so würde ein solches Minimum von Brennstoff zwar den günstigsten Gicht-Modulus geben, die Production aber dennoch beeinträchtigt, weil diese 0,6 Brennstoff zu wenig Reductionsgase liefern um die Reduction und Kohlung in möglichst kurzer Zeit zu bewerkstelligen. Uebrigens kommt es dabei auf den Preis des Brennstoffes an. Da wo

z. B. nur sehr theure Holzkohlen zur Verwendung kommen können, wird es vortheilhafter seyn, das Minimum in die Gichten zu bringen, wenn auch dadurch die Production in der Zeiteinheit beeinträchtigt wird.

Auf der anderen Seite ist ein Ueberschuß an Brennstoff der Production in der Zeiteinheit ökonomisch nachtheiliger als ein Minimum, weil eine überschüssige Menge von Reductionsgasen zwar allerdings die Reduction und Kohlung beschleunigt, aber in einem weniger günstigen Verhältnisse als ein relativer Mangel an solchen Gasen.

Der herrschenden Ansicht entgegen, daß an Eisen sehr reiche Erze für den Hohofenbetrieb weniger günstig seyen als ärmere, zeigt sich durch vermittelst des Gicht-Modulus erhaltene Rechnungsresultate, daß gerade die reichsten Erze in jeder Weise am vortheilhaftesten sind, insofern wenigstens ihr Preis dem Gewicht proportional ist.

§. 8. Die Reduction und Kohlung beschleunigende oder verlangsamende Ursachen.

Die wichtigsten Resultate, welche meine in den „Documenten" beschriebenen reductometrischen Versuche gegeben haben, sind die: daß sowohl die Quantität der Reductionsgase als die Qualität derselben auf die Reduction der Erze einen sehr bedeutenden Einfluß hat.

Wir haben gefunden daß eine zweifach so große Gasmenge, die in der Zeiteinheit die Erze bestreicht, die Reduction um $^1/_5$ beschleunigt, und daß eine Vermehrung des Procentgehaltes der Gase an Kohlenoxyd um 12,67 Proc. die Reduction in der halben Zeit vollbringt. Es muß also nothwendig ein relativer Mangel an Gasen oder ein minderer Gehalt derselben im Gegentheile eine Verlangsamung der Reduction bewirken.

Es ist einleuchtend, daß wir beim Hohofenbetriebe diesem Verhalten Rechnung tragen müssen und daß wir verschiedene Betriebsarten nur dann miteinander vergleichen können, wenn wir die Menge und den Gehalt der reducirenden Gase dabei in Anschlag bringen.

Bei den bisher gebräuchlichen Betriebsarten ist der Gehalt der Gase an Kohlenoxyd so ziemlich derselbe; das Kohlenoxyd welches durch directe Reduction entsteht, vermehrt den Gehalt der Gase nur unbedeutend. Sogar wenn die Hälfte des Erzes direct reducirt wird, ist der Kohlenstoff welcher die Gase bereichert, nur 0,16 = 0,32 Kohlenoxyd, was also den normalen Gehalt = 34,65 Proc. auf 34,65 + 0,32 = 34,97 bringt, somit lohnt es nicht diese Vermehrung in Rechnung zu ziehen.

Die Quantität der Gase ist natürlich abhängig von der Quantität

des angewandten Brennstoffes und vom Gehalte desselben an Kohlenstoff; daher können wir die Beschleunigung oder Verlangsamung der Reduction und Kohlung einfach nach dem Kohlenstoffgehalte des Brennstoffes welcher auf 1 Kil. Fe kommt, berechnen.

Nach den vielen bekannt gewordenen Betriebsresultaten, wechselt der Verbrauch an Kohlenstoff pro 1 Fe zwischen 0,56 und 3,96. Solche Differenzen sind aber nicht dem Bedürfnisse für die Reduction und Kohlung zuzuschreiben, sondern dem Bedürfnisse an Wärme, welches mit dem Gehalte der Erze, der Größe der Oefen, der Dicke und Leitungsfähigkeit der Ofenwände und anderen Betriebsverhältnissen wechselt. Uebrigens ist es ganz gleichgültig, welchen Kohlenstoffconsum oder welches demselben entsprechende Gasvolumen wir als normale Größe annehmen, da wir ja den Werth dieser normalen Menge erst aus den vorliegenden Erfahrungen, d. h. aus den erhaltenen Productionen in der Zeiteinheit bestimmen können.

Am einfachsten ist es daher, als normale Kohlenstoffquantität behufs Reduction und Kohlung = 1 pro 1 Fe zu rechnen. Wenn also 1 C in einer gegebenen Zeit 1 Fe reducirt und auf einen bestimmten Grad kohlt, so werden 2 C entweder diese Zeit um $1/_5$ vermindern, oder es wird das in derselben Zeit reducirte und gekohlte Eisen um $1/_5$ vermehrt werden. Wir bringen die Vermehrung des reducirten Eisens und nicht die Verminderung der Zeit in Rechnung, da ersterer Modus der bequemere ist.

Wenn nun 1 C in der gegebenen Zeit 1 Fe reducirt und kohlt, so werden 2 C = $1\,1/_5$ Fe in derselben Zeit kohlen und reduciren, und wir haben $1 + \frac{2 - 1}{5} = 1{,}2$, oder allgemein wenn wir C mit x bezeichnen $= 1 + \frac{x - 1}{5}$.

Ist hingegen der Kohlenstoff welcher auf 1 Fe kommt, weniger als 1, so haben wir einfach x zu setzen; z. B. C 0,75 würden die Reduction nicht beschleunigen, sondern verlangsamen und wir müssen die für C 1 berechnete Reduction mit 0,75 multipliciren um diese richtig zu stellen.

Wir bezeichnen diesen die Reduction und Kohlung beschleunigenden oder verlangsamenden Factor mit m.

Wenn wir also von einem Betriebe wissen, daß die stündliche Production = 60 Fe ist und der Kohlenstoff welcher auf 1 Fe kommt = 1,355, so ist $m = 1 + \frac{1{,}355 - 1}{5} = 1{,}071$. Mit 1 C auf 1 Fe

wäre also die Production nicht mehr 60 Kil. Fe, sondern $\frac{60}{1,071} = 56$.

Wollen wir aber einen Betrieb a priori berechnen, so müssen wir denselben immer so berechnen als ob auf 1 Fe = 1 C käme, und dann das erhaltene stündliche Product mit m multipliciren, um die wirklich reducirte und gekohlte Eisenmenge zu erhalten, das heißt, es ist dann $P''m = P$.

Wie wir nun bereits wissen, wird nicht immer alles Eisen durch die Reductionsgase reducirt, sondern ein Theil der Erze geht unreducirt und ungekohlt in die Schmelzzone über, wo sie sich in den Schlacken auflösen und erst aus diesen durch festen Kohlenstoff zu metallischem Eisen reducirt werden. Wenn wir daher bekannte Betriebe analytisch der Rechnung unterwerfen oder synthetisch a priori zu berechnende Betriebsverhältnisse bestimmen wollen, so müssen wir stets die durch die Gase reducirten und gekohlten Eisenmengen von den direct reducirten trennen.

Ist nun P = der Gesammtmenge des producirten Eisens, P' = der Antheil welcher direct reducirt, aber nicht gekohlt wurde oder wird, so ist der Antheil welcher durch die Reductionsgase reducirt und gekohlt wird $= P'' = P - P'$.

In einem Ofen A (man s. in den Berechnungstabellen im Anhang, am Ende Tabelle A) dessen Schachtcapacität = V = 11,5 Kub. Met. ist, in welchem der Gicht-Modulus = v = Kub. Met. 0,00834, das Zonenverhältniß für die Reductionszone laut Statik der Wärme = η = = 0,364, dessen stündliche Production = P = 85 Fe ist, die directe Reduction = 0,1 von 1 Fe, und endlich der Kohlenstoff pro 1 Fe = = x = 1,302 ist, wird $P' = 85 . 0,1 = 8,5$.

$$m = 1 + \frac{1,032 - 1}{5} + \frac{1,032 . 0,1}{5} = 1,0864 . \frac{P - P'}{m} =$$

$$= \frac{85 - 8,5}{1,0864} = P'' = 70,4.$$

Die Durchsetzzeit ist $= Z = \frac{V}{P'' . v} = \frac{11,3}{70,4 . 0,00834} = 19,24$ Stunden, und

die Durchsetzzeit in der Reductionszone $= Z\eta = 19,24 . 0,364 =$ 7,00 Stunden.

Daraus folgt dann, daß bei dem normalem Gehalte in den Gichten von 1 C auf 1 Fe in der Stunde $= \frac{P''}{Z\eta} = \frac{70,4}{7,00} = 10,057$ Kilogr. Eisen durch die Gase reducirt und gekohlt wurden; da aber dieser Kohlen-

stoffgehalt in den Gichten nicht 1, sondern 1,302 war, so ist die effective durch Gase reducirte und gekohlte Menge $= P''m = P - P' =$ $= 70{,}4 \,.\, 1{,}08644 = 76{,}5$ Kil. Eisen und

$$P = 76{,}5 + 8{,}5 = 85{,}0 \text{ Kil. Fe.}$$

Den Werth m mußten wir um $1{,}302 \,.\, 0{,}1 = 0{,}1302$ größer nehmen, weil das 0,1 direct reducirte Eisen die reducirende Wirkung des Gases um so viel vermehrte.

Ebenso ist die Durchsetzzeit $= Z = 19{,}24$ Stunden nicht die wirkliche Durchsetzzeit, denn diese ist $\frac{V}{Pv} = \frac{11{,}3}{85 \,.\, 0{,}00834} = 15{,}94$ Stunden; aber sie mußte größer genommen werden, weil ja in der That nicht bloß 70,4 Fe sondern 76,5 Fe reducirt wurden.

Wenn nun bei diesem Betriebe in der Zeiteinheit Kil. 10,057 Fe reducirt und zu einem bestimmten Grade gekohlt wurden, so folgt daraus daß in jedem anderen Betriebe gleich viel Eisen gleich gekohlt erhalten werden muß, wenn die übrigen Bedingungen dieselben bleiben, oder wenn diese proportional in Rechnung gebracht werden. Unter diese Bedingungen zählen wir die Capacität des Ofens $=$ V, das Zonenverhältniß der Reductionszone $= \eta$, den Gicht-Modulus $=$ v und ferner diejenigen, welche im Vorhergehenden bereits in Rechnung gezogen sind, nämlich die die Reduction beschleunigenden Ursachen $=$ m und den direct reducirten Antheil $= P'$.

Es wird stillschweigend vorausgesetzt, daß die Erzstücke eine der Schachtcapacität angemessene Größe besitzen, ebenso daß die Erze eine gleiche Reducirbarkeit haben; Ausnahmen, wie z. B. Blackbands, Affinirschlacken oder kieselsaure Eisenoxyde müssen besonders berücksichtigt werden, erstere indem man den Werth m entsprechend vermehrt, letztere dadurch daß man diese im Voraus als nur durch directe Reduction verwerthbar betrachtet.

Hätten wir nun eine Anzahl bekannter Betriebe mit Angabe der Werthe V, v, P, der Evacuationstemperatur der Gichtgase, der Kohlenstoffmenge welche auf 1 Fe kommt, und besonders des Kohlungsgrades des producirten Eisens, so würden wir auch eine Reihe der Werthe $p = \frac{P''}{Z\eta}$ daraus berechnen können, wie wir dieß für den Ofen A, B und C gethan haben, und mit Hülfe dieser könnten wir dann auch jeden beliebigen Betrieb a priori berechnen. Nun fehlen aber bei allen Betriebsangaben immer diejenigen des Kohlungsgrades des Productes, und wir müssen also suchen diesen Mangel auf eine andere Weise zu ersetzen,

um für $\mathfrak{P} = \frac{P''}{Z\eta}$ Werthe zu finden, welche bestimmten Kohlungsgraden entsprechen.

Zu diesem Ende haben wir aber noch vorher im Allgemeinen die Beziehungen zwischen Reduction und Kohlung zu untersuchen.

Eine Beschleunigung oder Verlangsamung der Kohlung und Reduction kann jedoch auch noch durch andere Ursachen als die Quantität der Reductionsgase stattfinden.

So wird, wie wir schon gesehen haben, eine größere oder kleinere Reducirbarkeit der Erze den Werth m erhöhen oder vermindern. Wie in solchem Falle zu verfahren ist, werden wir später sehen.

Besonders wird aber die Qualität der Gase, ihr. Gehalt an reducirendem Kohlenoxyd, den Werth m so bedeutend erhöhen, daß die Production dadurch diejenige überragt, welche wir durch directe Reduction erhalten. Einen solchen Mehrgehalt der Gase erzielen wir durch die bereits in den „Documenten" beschriebene partielle Elimination des Stickstoffes in den Gasen.

Man berechnet dann das Volumen der Bestandtheile der Reductionsgase, und aus demselben den Procentgehalt des Volumens an Kohlenoxyd = x, und hat dann m = (x — 35) . 0,06817; wo 35 der Procentgehalt der gewöhnlichen Gase im Hohofen ist.

Auch da wird die absolute Menge der Reductionsgase welche auf 1 Fe kommen, ihren Einfluß haben, aber dieser Einfluß wird noch viel günstiger seyn und nicht mehr bloß $^1/_5$ von dem Ueberschusse über 1 C betragen.

Die gewöhnlichen Reductionsgase = Kil. 2,333 CO =	Kub.Met. 1,864	} das Volumen = Kub.Met. 7,305
haben im Durchschnitte pro 1 C „ 6,763 N =	„ 5,382	
„ 0,0053 H =	„ 0,059	

während die Gase bei hälftiger Elimination des Stickstoffes pro 1 C das Volumen

Kil. 2,333 CO =	Kub.Met. 1,864	} = Kub.Met. 3,622 haben.
„ 2,171 N =	„ 1,729	
„ 0,0026 H =	„ 0,029	

Die Geschwindigkeit mit welcher letztere Gase die Reductionszone durchströmen, wird daher nur halb so groß als die der gewöhnlichen Gase seyn, und folglich auch noch bei 2 Kohlenstoff pro 1 Fe eben so wirksam seyn als wenn nur 1 Kohlenstoff auf 1 Fe käme; und da es nicht vorkommen wird, daß man mehr als 2 C auf 1 Fe hat, so ist also obige Formel einfach mit dem Kohlenstoffe = K zu multipliciren der auf 1 Fe kommt, und man hat

$$m = (x - 35) . 0,06817 . K.$$

Endlich ist in neuester Zeit noch eine vierte Quelle der Beschleunigung der Reduction und Kohlung zur Ausführung gekommen. Dieselbe beruht auf der Erwärmung der Reductionszone von oben, so daß deren Temperatur von oben bis unten 1000° ist, wogegen sie sonst mit 500° beginnt und mit 1000° endet. In diesem Falle ist die Beschleunigung, wie wir später zeigen werden = 1,5, und es ist also der vermöge anderer Umstände erhaltene Werth m mit 1,5 zu multipliciren. Wir hätten also beispielsweise

$$m = 1 + \frac{1,302 - 1}{5} + \frac{1,302 \,.\, 0,5}{5} \times 1,5 = 1,7859.$$

§. 9. Reduction und Kohlung des Eisens.

Es ist behauptet worden, daß, wenn reducirende Gase bei höherer Temperatur über Eisenoxyd geleitet werden, dieses sich zuerst vollständig zu Eisenoxyd-Oxydul = Fe^3O^4 reducire und dann zu Oxydul = FeO, ehe metallisches Eisen zum Vorschein komme. Es kann wohl seyn daß etwas Aehnliches stattfindet, wenn Fe^2O^3 in Pulverform in geringer Menge in einer Kugelröhre und bei allmählich gesteigerter Temperatur mit reinem Kohlenoxyd behandelt wird; aber im Hohofen findet ein solcher Hergang durchaus nicht statt. Allerdings wird zwar die Reduction die Stadien Fe^3O^4 und FeO durchlaufen müssen, ehe metallisches Eisen auftreten kann; aber diese Stadien finden von der Oberfläche der Erzstücke aus statt und vollenden sich auch ehe das Gas in das Innere gedrungen ist. Ebenso findet auch Kohlung statt, sobald metallisches Eisen entstanden ist, entgegen der Behauptung daß Kohlung erst in einer heißeren Ofenzone erfolge. Wahr ist es, daß die Energie der Wirkung der Reductionsgase sich mit der Temperatur steigert, und daher wird auch in dieser höheren Temperatur mehr metallisches Eisen bloßgelegt, und in Folge dessen auch mehr Kohlenstoff sich im Eisen vorfinden, obgleich sonst die Kohlung mehr von der Zeit der Einwirkung als von der Temperatur abhängt.

So z. B. waren bei meinen Versuchen Nr. 60 und 63 mit dem Reductometer in 9 Stunden 83 Proc. Sauerstoff absorbirt worden, und das reducirte Eisen enthielt 2,19 Proc. Kohlenstoff, während bei den Versuchen Nr. 48 und 50 in 18 Stunden nur 48,7 Proc. Sauerstoff verschwunden waren und die Analyse im reducirten Eisen einen Kohlenstoffgehalt von 4 Proc. nachwies. Bei den Versuchen Nr. 60 und 63 war die Temparatur von 753° auf 1048° steigend, bei Nr. 48 und 50 nur von 517° auf 786°.

Je länger also das Reductionsgas auf die Erze einwirkt, desto höher

wird das reducirte Eisen gekohlt seyn, und die Zeit der Einwirkung gibt uns also ein Maaß für den Grad der Kohlung welchen das Eisen erhalten mußte oder erhalten wird, und zwar in dem Verhältnisse daß wenn die für die Reduction erforderliche Zeit = 1 ist, eine Verdoppelung dieser Zeit 2 Proc. Kohlenstoff absetzt.

Nun handelt es sich aber noch darum zu bestimmen wie groß diese Zeit sey, oder was auf dasselbe herauskommt, wie viel Eisen in der Zeiteinheit auf 2 Proc. gekohlt werden könne.

Dazu dient uns der Betrieb in Seraing (im Anhang Tab. C), welchen Ebelmen genau beschrieben hat und in welchem die Hälfte der Erze Affinirschlacken sind, die also durch die Gase nicht afficirt werden und daher im Voraus als der directen Reduction verfallen zu betrachten sind. Bei solchem Betriebe mit so hoher Production (Kil. 708 per Stunde) kann man annehmen daß das producirte Eisen nur das Minimum von Kohlenstoff enthalte, nämlich 1 Proc., und die in der Zeiteinheit durch die Gase reducirte und auf 2 Proc. gekohlte Eisenmenge entspricht dann 1 + 1 = 2 Zeiteinheiten. Wäre dagegen der Kohlungsgrad nur 1 Proc., so würden nur 1 + 0,5 = 1,5 Zeiteinheiten erforderlich seyn. Wir haben also successive für die Kohlungsgrade

1;	2;	3;	4 Proc. die Zeiteinheiten:
1 + 0,5 = 1,5;	1 + 1 = 2;	1 + 1,5 = 2,5;	1 + 2 = 3
5;	6;	7;	8 Proc. die Zeiteinheiten:
1 + 2,5 = 3,5;	1 + 3 = 4;	1 + 3,5 = 4,5;	1 + 4 = 5

Da wir aber nicht die nöthigen Zeiten, sondern die gekohlten und reducirten Eisenmengen berechnen wollen, so sind die Reciproken dieser Werthe zu nehmen. Diese sind:

0,666; 0,5; 0,4; 0,333; 0,285; 0,25; 0,222; 0,2.

Wenn bei dem Betriebe C die per Stunde reducirte und auf 2 Proc. gekohlte Eisenmenge P = 10,873 ist, so ist sie für die übrigen Kohlungsgrade proportional diesen Reciproken,

z. B. für 1 Procent Kohlung wird P = 0,5 : 0,666 = = 10,873 : x = 14,483 und wir haben der Reihe nach für die Kohlungsgrade =

	1;	2;	3;	4;	5;	6;	7;	8 Proc.
die Werthe P =	14,483;	10,873;	8,698;	7,248;	6,198;	5,436;	4,828;	4,310.

Wenn also bei den Betrieben A und B, welche beide auf Affinireisen gerichtet waren, die Werthe P = 10,057 und 15,797 sind, so können wir annähernd den Kohlungsgrad welchen diese Producte erhalten haben, berechnen durch:

10,873 : 10,057 = 2 : x = 1,85 Proc. und
14,483 : 15,796 = 1 : x = 1,066.

Da im Ofen A von 1 Fe, wie wir gesehen haben, 0,1 direct reducirt wird, so ist der Kohlungsgrad des Gesammtproductes = 1,85 . 0,9 = = 1,665 Proc.

Man darf ja nie vergessen, daß das von den Gasen reducirte Eisen um so viel stärker gekohlt werden muß, als der direct reducirte Antheil größer wird, damit das Endproduct die gewünschte Kohlenstoffmenge enthalte. Wenn z. B. die Menge des direct reducirten Eisens = 0,5 ist, und man will das Endproduct vom Gehalte 4 Proc. haben, so ist für die durch die Gase reducirte und gekohlte Menge der Kohlungsgrad doppelt so groß, nämlich 8 Proc. statt 4 Proc. zu machen, und für P = 4,310 und nicht 7,248 in Rechnung zu bringen. Wäre das direct reducirte Eisen im Verhältnisse 0,3, so hätte man

(1 — 0,3) : 4 = 1 : x = 5,7 Proc. und als Werth von P =
6 : 5,7 = 5,436 : x = 5,164 = P.

Die gefundenen Werthe P sind nun einer der gesuchten Factoren um irgend eine Betriebsweise a priori zu berechnen.

Die übrigen zu diesem Zwecke dienenden Factoren sind:

V = Schachtcapacität des Ofens, die also immer voraus bestimmt ist;
η = das Verhältniß der Reductionszone welches aus der Wärme-Statik erhalten wird;
v = der Gicht-Modulus, welcher ebenfalls nach Brennstoffbedarf, Gehalt der Erze, Bedarf an Zuschlag vorher zu bestimmen ist;
φ = das Verhältniß des direct reducirten Eisens, insofern überhaupt directe Reduction stattfindet oder stattfinden soll;
m = die Reduction und Kohlung beschleunigenden oder verlangsamenden Ursachen, deren Werthe wir im Vorhergehenden einläßlich besprochen und festgestellt haben.

Nun haben wir zuerst zu suchen, welche stündliche Production sich für einen bestimmten Werth von P ergeben werde, wenn auf 1 Fe 1 C käme. Dieses sagt uns die Formel

$$P'' = \frac{V \cdot \eta \cdot P}{P'' \cdot v}$$

in welcher also P″ zugleich eine Function und der gesuchte Werth ist, und die man daher nur durch Probiren auflösen kann, indem man für P″ successive verschiedene Werthe einsetzt.

Hätten wir z. B. für V = 100; für η = 0,353; für P = 7,248 Proc. und für v = 0,00332 Kub. Met., so wären

$$\text{die Logarithmen } v + \eta \,.\, P = \left.\begin{matrix} 2{,}00000 \\ 54777 - 1 \\ 86022 \end{matrix}\right\} = 2{,}40799$$

der Log. v = 0,52114 — 3	0,52114 — 3	0,52114 — 3	0,52114 — 3	0,52114 — 3
und setzen wir für P″ successive				
Log P″ 2,39794	2,41497	2,43136	2,44248	2,44342
0,92008 — 1	0,93611 — 1	0,95250 — 1	0,96362 — 1	0,96456 — 1
und ziehen wir diese vom Log. 2,40799 ab, so bleiben				
2,52791	2,47188	2,45549	2,44437	2,44343;

es ist also der letzte Quotient gleich dem Log. P″ und der Werth desselben folglich = 277,6 Kil. Fe.

Ist nun $m = 1 + \frac{1{,}001 - 1}{5} = 1{,}0002$, so ist $P'' = P$, das heißt gleich der totalen Production.

Hätten wir aber $V = 100$; $\eta = 0{,}205$; $P = 10{,}873$; $v = 0{,}00332$ und $\varphi = 0{,}5$, so wäre

$$P'' = \frac{100 \,.\, 0{,}205 \,.\, 10{,}873}{P'' \,.\, 0{,}00332} = 257{,}8 \text{ und } m = 1 + \frac{1{,}001 - 1}{5} + \frac{1{,}001 \,.\, 0{,}5}{5} = 1{,}1003$$

daher das durch Gase reducirte und gekohlte Eisen $P' = Pm = 257{,}8 \,.\, 1{,}1003 = 284{,}3$ und das Gesammtproduct $P = 2\,P' = 2 \,.\, 284{,}3 = 568{,}6$ Kil. Fe.

Hätten wir wie im Betrieb Tab. P eine $^3/_4$ Elimination von Stickstoff ohne directe Reduction bei 1,081 Kohlenstoff auf 1 Fe, $V = 100$; $\eta = 0{,}366$; $P = 10{,}873$ und $v = 0{,}00138$, so wird

$$P'' = \frac{100 \,.\, 0{,}366 \,.\, 10{,}873}{P'' \; 0{,}00138} = 537{,}7;$$

$m = (68{,}9 - 35) \,.\, 0{,}06817 \,.\, 1{,}081 = 2{,}4981$ und folglich

$P = P'm = 537{,}7 \,.\, 2{,}4981 = 1343$ Kil. Fe stündliche Production.

Es paßt also die Formel $P'' = \frac{V \,.\, \eta \,.\, P}{P'' v}$ für alle möglichen Fälle und der zu diesen Fällen passende Werth m mit P″ multiplicirt, gibt dann die diesen Fällen zukommende Production.

§. 10. Ofen-Capacität.

Daß die Production unter sonst gleichen Umständen der Ofencapacität proportional seyn muß, ergibt sich schon aus der Betrachtung der Factoren welche diese Production bedingen. In der Formel $P'' = \frac{V \eta P}{P'' v}$ ändert sich nur V und je größer V ist, desto größer wird P″.

Nur ist dabei eine Bedingung welcher häufig nicht entsprochen wird, nämlich die, daß vom Gebläse die der Production entsprechende Windmenge geliefert werde. Wenn z. B. beim Betriebe Tab. C (im Anhang) für 100 Kub. Met. Capacität per Secunde Kub. Met. 0,9550 Wind erfordert werden, so wird diese Windmenge für 500 Kub. Met. Capacität = Kub. Met. 4,7750. Hat nun der Ofen im ersten Falle 14 Met. Höhe, so ist der mittlere Querschnitt = Quadratmeter 7,143 = S und D = 3,01. Soll aber der Ofen in seinen Dimensionen proportional auf die Capacität von 500 Kub. Met. gebracht werden, so wird er 16 Quadratmeter mittleren Querschnitt = S und 32 Meter Höhe bekommen.

Die reducirten Querschnitte So beider Oefen sind dann 1,537 und 3,443 Quadratmeter. Das heiße Gasvolumen ist für den ersteren = Kub. Met. 14, für den letzteren = Kub. Met. 70, daher die Geschwindigkeiten $= \frac{Vo}{S} = \frac{14}{1,537} =$ Met. 9,1 und $\frac{70}{3,443} = 20,333$ Met. Die diesen Geschwindigkeiten entsprechenden Druckhöhen $= p = \frac{v^2}{2g} =$ $= \frac{9,1^2}{2g} = 4,22$ und $\frac{20,333^2}{2g} = 21,08$.

Verhältniß 4,22 : 21,08 = 1 : 4,995. Somit ist der Widerstand der Schmelzsäule durch Reibung bei der Capacität 100 Kub. Met. = 1, bei der Capacität 500 Kub. Met. = 4,995, und da das Verhältniß der Reibung gegen n p = 1 : 9 ist, so wird dieser Widerstand

	im ersten Falle 9	und im zweiten Falle 44,955
und die Summe der Widerstände =	10	„ „ „ „ 49,950

Wenn daher die nöthige Windpressung für den ersten Ofen = 0,05 Met. Quecksilber ist, so wird sie für den zweiten Ofen = 0,250 Met.

Der nöthige Kraftaufwand für die Pressung verhält sich also wie 11 : 55 Pferdekräften; da aber auch die Quantität eine 5fache ist, so wird der Kraftaufwand = 11 : 275 Pferdekräften seyn.

Sind nun auch mit Vergrößerung der Schachtcapacitäten die Größen der Gebläse um das 3 bis 4fache, die disponiblen Betriebskräfte um das $2^1/_2$fache im Verlauf der Zeit vermehrt worden, so entsprechen diese wie man sieht noch lange nicht dem Bedürfnisse für Schachtcapacitäten von Kub. Met. 500, und so ist Hr. Bell zu dem Schlusse gekommen, daß die Mehrproduction nicht der Größe der Oefen folge, welcher Schluß natürlich falsch ist, da es nur an der entsprechenden Kraft und Leistungsfähigkeit des Gebläses fehlt, und das um so mehr als Hr. Bell seine Oefen mehr in der Richtung der Höhe als im Querschnitte vergrößert.

Wir haben bereits in §. 5 gezeigt, daß größere Ofencapacitäten vortheilhaft sind um den Erzstücken möglichst große Dimensionen zu lassen, und in §. 4 daß sie die Transmission der Ofenwände beschränken. Beim Betriebe Tab. C beträgt diese Transmission per Stunde W. E. = = 60180 = Kohks 28;

für die Capacitäten	200	300	400	500 Kub.Met.
würde dieser Consum	25	19	17	15 Kohks seyn.

Man sieht also, daß es nicht die Brennstoffersparniß ist, welche die Vergrößerung der Schachtcapacitäten ökonomisch erheblich vortheilhaft macht, aber die Darstellung des Roheisens wird dadurch (wie wir im nächsten §. sehen werden) weniger kostspielig, weil alle Unkosten durch Vergrößerung der Production kleiner werden und zwar um circa Frcs. 3,30 für 400 Kub. Met. Vergrößerung der Schachtcapacität. Da nun die Eigner von Eisenwerken oft mit Frcs. 3,50 per Tonne Roheisen Gewinn zufrieden seyn müssen, so ist eine solche Ersparniß an den Darstellungskosten keineswegs gering zu schätzen, nur hat es keinen Sinn die Schachtcapacität auf diese Größe zu bringen, wenn man nicht zugleich die Mittel hat die Production derselben proportional zu steigern.

Und wären auch diese Mittel vorhanden, so sind wenigstens die jetzt gebräuchlichen von der Art, daß sie die Unkosten steigern, auch wenn man die Betriebskraft durch Gichtgase herstellen kann, denn man braucht und verbraucht dazu ein Material an Dampfkesseln, welches nicht unbedeutende Summen in Anspruch nimmt.

Wenn daher die Vergrößerung der Ofencapacitäten nicht wenigstens theilweise eine Täuschung seyn soll, so muß gleichzeitig darauf Bedacht genommen werden den Kraftaufwand für das Gebläse nicht mit der Capacität zu steigern, sondern denselben auf das mögliche Minimum herunter zu ziehen. Die freilich noch nicht in Aufnahme gekommene Rachette'sche Ofenform hat bereits bewiesen, daß eine Verminderung des Kraftaufwandes für das Gebläse nicht nur keine Unmöglichkeit ist, sondern sogar sehr bedeutende Oekonomie an Betriebskraft gewährt.

Der in den „Documenten" (Seite 111) beschriebene und berechnete Rachette'sche Ofen hat 8,5 Met. Höhe und einen mittleren Querschnitt von Quadratmeter 11,777 = S. Um nun diesem Ofen 500 Kub. Met. Capacität zu geben, würde dessen Höhe = 19 Met. und dessen mittlerer Querschnitt = S = 26,3 Quadratmeter. Daraus wird für den kleinen Ofen So = 2,534 Quadratmeter, für den großen So = 5,660 Quadratmeter; die Geschwindigkeiten = $\frac{\text{Vol. } 14}{\text{Meter}^2\ 2{,}534}$ = v = 5,5 Met.

und $\frac{\text{Vol. } 70}{\text{Meter}^2 \ 5{,}660} = v = 12{,}4$ Met.; die Druckhöhen $= \frac{v^2}{2g} = 1{,}542$ und 7,840. Verhältniß = 1 : 5,1.

Somit wird der Widerstand durch Reibung

in der Schmelzsäule = 1 und 5,1, und da diese sich zu np verhält wie 1 : 11, so ist für np = 11 und 56,1 zu setzen, und

der Gesammtwiderstand ist dann 12 und 61,2

und da erstere Druckhöhe 7 Millimeter Quecksilbersäule entspricht, so beansprucht letztere deren 35,7, was dann 1,5 und 7,65 Pferdekräften gleich kommt; da ferner das Luftquantum in letzterem Falle 5mal so groß seyn soll, so wird letzterer Aufwand = 5 . 7,65 = 38,25 Pferdekräfte, also noch bedeutend weniger als wir oben für einen Ofen alter Form von nur 100 Kub. Met. Capacität gefunden haben, nämlich 55 Pferdekräfte.

Auch angenommen der Brennstoff zur Erzeugung der Betriebskraft koste gar nichts, so ist doch der Contrast von 38,25 Pferdekräften gegen 275 hinlänglich groß um keinen Zweifel über die Vortheile niedriger und weiter Oefen übrig zu lassen, und um einzusehen daß deren Einführung erst die Vergrößerung der Schachtcapacitäten rechtfertigt.

§. 11. Oekonomische Verhältnisse.

Durch die nun gegebene Möglichkeit, den Hohofenbetrieb a priori in allen seinen Verhältnissen darstellen zu können, gewinnen auch die ökonomischen Verhältnisse ein Interesse welches sie vorher nicht hatten, da jene es uns nun auch ermöglicht unsere Betriebsprojecte auf die erzielbare Oekonomie zu richten, was vorher nicht erreichbar war.

Das große Problem in allen Industriezweigen ist, die im Verhältnisse zum Capital größtmögliche Production, mit den möglich kleinsten Unkosten zu erlangen. Die Darstellung von Roheisen im Hohofen ist eine derjenigen Industrien, welchen die Lösung dieses Problemes den größten Vortheil gewährt, weil die Unkosten sich mit der Größe des Betriebes sehr bedeutend vermindern lassen.

Natürlich wechseln die ökonomischen Verhältnisse so zu sagen in jeder einzelnen Localität, daher wir nur ein Schema geben können, wie etwa diese Verhältnisse sich gestalten und auf verschiedene Localitäten übertragen werden können.

Bei den Hohöfen spielt namentlich die Schachtcapacität derselben eine große Rolle, da die am Ofen beschäftigten Arbeiter ihre Kräfte und

ihre Zeit um so vortheilhafter verwerthen, als diese größer ist; um dieß klar zu machen, wollen wir versuchen die ökonomischen Verhältnisse zu bestimmen:

für die Capacitäten	Kub.Met.	100	200	300	400	500
als immobiles Capital können wir für diese Capacitäten folgende Progression annehmen	Frcs.	96000	175000	236000	283000	318000
dazu kämen dann als Betriebscapital		88000	175000	262000	350000	437000
Zins und Amortisation vom immobilen Capital à 6 Proc. per Jahr	Frcs.	5760	10500	14160	21000	26220
Zins vom beweglichen Capital à 4 Proc. per Jahr		3520	7000	10480	14000	17480
Unterhalt, Material für denselben, Löhne 2c., Straßen, Eisenbahnen 2c. per Jahr		10800	16200	21600	27000	28800
allgemeine Unkosten, Administration 2c., ebenso viel		10800	16200	21600	27000	28800

Arbeitslöhne:

für 100 Kub.Met. Ofencapacität	für 500 Kub.Met. Ofencapacität	
Fr. 10	Fr. 10	für 2 Gießmeister per Tag und Nacht
„ 8	„ 8	für 2 Gichtmeister deßgl.
„ 5	„ 10	für 2 und 4 Wagenfüller à 2½ Fr.
„ 8	„ 4	für 2 und 4 Handlanger à 2 Fr.
„ 5	„ 10	Gicht- und Gieß-Personal
„ 8	„ 8	2 Maschinenmeister à 4 Fr.
Fr. 44	Fr. 50	

proportional per Jahr	Fr.	15840	16380	16920	17460	18000
Jahresausgaben	Fr.	46720	66280	85760	106460	119300
per Tag, das Jahr à 360 Tage =	Fr.	130	184	238	296	331
und per Stunde =	Fr.	5,40	7,60	9,90	12,30	13,00

Da wir immer die stündliche Production berechnen, so ist diese Ausrechnung der Kosten per Stunde am bequemsten, indem die Erstehungskosten immer pro 1 Tonne = 1000 Kil. Product berechnet werden; man hat dann einfach die stündliche Production in obige Unkosten per Stunde zu dividiren. Es sey erstere für den Ofen von 100 Kub. Met. Capacität = 768 Kil., für 500 Kub. Met. Capacität = = 3840 Kil., so sind die Kosten pro Tonne =

$$\frac{5{,}40}{0{,}786} = \text{Fr. } 6{,}90 \qquad \text{und } \frac{13{,}00}{3{,}840} = \text{Fr. } 3{,}38.$$

Geben nun zwei verschiedene Betriebsarten, in einem Falle 353,8 Kil., im anderen Falle 1007 Kil., so sind die Kosten für den ersteren Betrieb bei der Ofencapacität = 100 Kub. Met. =

$\frac{5,40}{0,3538}$ = Fr. 15,20 und für den zweiten Betrieb Fr. $\frac{5,40}{1,007}$ = Fr. 5,40.

Und durch einen Ofen von 500 Kub. Met. Capacität lassen sich letztere Kosten sogar auf $\frac{13,00}{5 \cdot 1,007}$ = Fr. 2,60 reduciren.

Von besonderem Interesse sind die ökonomischen Verhältnisse da, wo bei der Vergleichung zweier Betriebsarten, die eine eine Brennstofferſparniß, die andere eine Mehrproduction gewährt.

Als Beispiele wollen wir die Betriebe auf Affinireisen in den Tabellen C und H (im Anhang) ausführen.

Die Productionen und die denselben entsprechenden Darstellungskosten sind:

für C = $\frac{\text{Fr. } 5,40}{0,708}$ = Fr. 7,60 für H = $\frac{\text{Fr. } 5,40}{0,568}$ = Fr. 9,68,

dagegen ist der Brennstoffconsum beim Betriebe H um Kil. 356 per Tonne Fe kleiner. Wenn nun, wie das im Norden von England der Fall ist, die Tonne Kohks nur 12 Fr. kostet, so macht das 4,27 Fr., für welche der Betrieb C zu belasten ist. Damit stellt sich der ganze Gewinn des Betriebes H, veranlaßt durch eine Winderhitzung von 692°, nur auf 2,19 Fr. und es ist sehr fraglich ob eine solche übermäßige Winderhitzung nicht ebenso viel koste als diese Differenz beträgt.

In Tab. F haben wir den Einfluß des Gehaltes der Erze nachgewiesen. Wenn solche

70 60 50 40 30 Proc. Eisen enthalten, so sind von denselben nöthig Kil. 1429 1666 2000 2500 3333 um 1 Tonne Roheisen darzustellen.

Wäre nun der Preis des Erzes à 40 Proc. = 30 Fr. per Tonne, so würde der Werth der übrigen proportional Fr. 52,50; 45,00; 37,50; 30,00; 22,50 Fr. seyn. Nun wird aber der innere Werth dieser Erze ein anderer je nach der Betriebsmethode die man zu ihrer Zugutemachung anwendet.

In Tab. F haben wir die stündliche Production für diese Erze bei kaltem Winde und bei dem gleichförmigen Consum von 1 Kohks pro 1 Fe gefunden:

Kil. 262,7 255,0 245,3 230,8; die Kohks à Fr. 12 gerechnet, sind daher
die Darstellungskosten = Fr. 32,55 33,17 34,01 35,39 pro Tonne; würde aber die Tonne Kohks Fr. 15
kosten, so wären diese „ 35,74 36,17 37,02 38,39. Dividiren wir nun die Erstehungskosten für die Erze à 40 Proc. in die übrigen, so erhalten wir die Quotienten
0,9197 0,9373 0,9610 0
0,9309 0,9422 0,9643 0

Der wirkliche Werth der Erze wird nun erhalten wenn wir den ihrem Gehalte proportionalen Werth mit diesen Quotienten multipliciren. Wir haben dann für Kohks à 12 Fr.

Fr. 48,30 42,20 36,00 30,00
Fr. 48,90 42,40 36,20 30,00

Anders verhält sich die Sache, wenn der Betrieb ein anderer wird. In Tab. G, in welcher dieselben Erze mit einem Minimum von Brennstoff aber auch mit kaltem Winde zu derselben Qualität Roheisen verschmolzen wurden, erhielten wir als stündliche Production:

	Kil.	185,6	199,9	215,4	232,2	233,9	bei Kohks-Ersparniß per Tonne von
	Kil.	640	527	413	260	0	Diese kosten
à Fr. 12	Fr.	7,68	6,32	4,95	3,12		
à Fr. 15	Fr.	9,60	7,90	6,19	3,90		Die übrigen Erstehungskosten sind:
	Fr.	29,09	27,01	25,07	23,25	23,08;	ziehen wir von diesen die ersparten Kosten für Kohks ab, so bleiben
	Fr.	21,41	20,69	20,12	20,13	23,08	
	Fr.	20,49	20,11	18,88	19,35	23,08.	Die Kosten-Verhältnisse sind dann:
		1,0636	1,0278	0,995	0	1,1465	
		1,0589	1,0393	0,976	0	1,1937	

Daraus ergibt sich der effective Werth der Erze für diesen Fall:

Fr. 55,80 46,30 37,50 30,00 25,80 und
Fr. 55,60 46,80 36,60 30,00 26,80

Verschmelzen wir aber dieselben Erze mit Kil. 1,1; 1,2; 1,3; 1,4 und 1,5 Kohks, indem wir wie in Tab. E kalten Wind anwenden, den Brennstoffüberschuß aber durch die richtige Windmenge zur directen Reduction benutzen, so wird die stündliche Production:

	Kil.	284,5	266,7	269,5	254,7	275,4	Die Unkosten sind dann
Kohks à Fr. 15	Fr.	35,12	38,25	39,53	42,20	42,15	

Werden hingegen dieselben Erze ebenfalls mit kaltem Winde, ohne directe Reduction, mit durchgängig Kil. 1 Kohks verschmolzen, wie das gewöhnlich in der Praxis geschieht, so werden die stündlichen Productionen

nach Tab. F	Kil.	262,7	255,0	245,3	230,8	und die Erstehungskosten sind
Kohks à Fr. 15	Fr.	35,55	36,17	37,01	38,40	

Stellen wir aber den Preis der Kohks à 12 Fr., so werden diese Erstehungskosten

Fr. 31,82 34,65 35,63 38,00 37,65
Fr. 32,55 33,17 34,01 35,40

Die reichsten Erze machen also den Vortheil der directen Reduction

ohne Beihülfe der Winderhitzung sogar negativ. Dieses Verhalten macht sich selbst bei Winderhitzung auf 300° noch geltend, da sich in Tab. H die Kosten auf $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{0{,}3284} + 18{,}26 = \text{Fr. } 34{,}70$ berechnen und erst bei 692° sind dann diese noch nach derselben Tabelle $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{0{,}3538} + 13{,}20 =$
$= \text{Fr. } 28{,}46$.

In großem Contraste dagegen steht dann die Vermehrung der Production durch Elimination von Stickstoff, wo sich die Erstehungskosten bei nur 0,85 Kohks nach Tab. K auf Kohks (ebenfalls à 12 Fr.)

$$\frac{\text{Fr. } 5{,}4}{0{,}6377} + 10{,}20 = \text{Fr. } 18{,}67 \text{ stellen.}$$

Aus den wenigen hier angeführten Beispielen sieht man, von welcher Tragweite einerseits die Betriebsberechnung a priori ist, und andererseits wie nothwendig sie zur Erreichung der größtmöglichen Oekonomie ist, und wie diese von localen Verhältnissen so sehr abhängig ist, daß derselbe Betrieb selten in zwei verschiedenen Localitäten dieselben Vortheile bietet.

§. 12. Mittel zur Ersparniß an Brennstoff.

Wie wir gesehen haben, ist die directe Reduction nichts weniger als ein Mittel den Brennstoff zu ersparen und der heiße Wind, welcher gewöhnlich gleichzeitig mit ihr zur Anwendung kommt, beschränkt nur den Aufwand der durch jene veranlaßt wird.

Ein ähnliches Verhalten zeigt die theilweise Elimination des Stickstoffes. Eine Gewichtseinheit Kohlenstoff theilt sich in Kohlenoxyd welches verbrannt, und in eben so viel Kohlenstoff als dieses enthält welcher zur Reduction der durch Verbrennung von jenem gebildeten Kohlensäure verwendet wird, und wir haben $= 1{,}166 \text{ CO} . 2400 - 0{,}5 . 3200 =$ 1198 W. E. als Production aus 1 Kohlenstoff gegen 2400 die wir sonst erhalten. Da diese Elimination des Stickstoffes aber sehr reiche und daher viele Wärme producirende Gichtgase gibt, so gestattet dieß den Wind und das in den Ofen zu führende Gas, ohne Beeinträchtigung anderer Bedürfnisse, bis auf einen gewissen Grad vorzuwärmen und dadurch den Wärmeverlust zu compensiren.

Haben wir also bei der directen Reduction einen Mehrverbrauch an Brennstoff, welcher nur theilweise durch Erhitzung des Windes aufgehoben wird, so haben wir bei der theilweisen Elimination des Stickstoffes

einen Wärmeverlust, der dann durch Beschleunigung der Reduction und Kohlung bei reichen Erzen mehr als aufgehoben wird, bei armen Erzen aber weniger vortheilhaft ist, obgleich diese Elimination bei Erzen von 40 Proc. noch mit der directen Reduction concurrirt.

Als ein absolutes brennstoffersparendes Mittel ist die schon in den „Documenten" vorgeschlagene und beschriebene Trennung der Vorwärmzone vom Ofenschachte aufzuführen, denn sie gestattet den ganzen Wärmebedarf der Vorwärmzone einem kleinen Theile der Gichtgase zu überbürden.

Natürlich ist eine Brennstoffersparniß nur dann thunlich, wenn der effective Consum mehr als 1 Kohlenstoff beträgt, da sonst eine Verlangsamung der Reduction und Kohlung eintritt und nur wo der Brennstoff so theuer ist, daß er die Berechtigung zur Darstellung von Eisen überhaupt fraglich macht, könnte auch eine solche Verlangsamung vortheilhaft seyn.

Die Trennung der Vorwärmzone bezweckt jedoch nicht eigentlich eine Brennstoffersparniß, sondern eine Mehrproduction ohne Vermehrung der Betriebskraft für das Gebläse. Diese Erhöhung der Production beruht darauf, daß die Reductionszone um ein Bedeutendes größer wird. So wird sie z. B. für den Betrieb N = 0,507 durch diese Trennung, während sie sonst 0,395 ist, und würde man nicht Brennstoff sparen wollen, so würde sie 0,559.

Um die Veränderungen welche durch die Trennung der Vorwärmzone mit Ersparniß an Brennstoff vor sich gehen, recht klar zu machen, habe ich in Tab. Q die Betriebe der Tab. J und N auf ihre Wärme-Statik und daraus folgende Production berechnet. Die Erstehungskosten

für J sind dann $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{1{,}991} + 22{,}47 = \text{Fr. } 25{,}18$ gegen $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{1{,}818} + 26{,}10 = \text{Fr. } 29{,}07$

„ N „ $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{1{,}172} + 26{,}98 = \text{Fr. } 31{,}58$ gegen $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{1{,}109} + 30{,}00 = \text{Fr. } 34{,}87$

In beiden Fällen ist die Mehrproduction aus erwähnten Gründen nur unbedeutend, dagegen ist die Ersparniß für J = Fr. 29,07 — 25,18 = Fr. 3,89 und für N = Fr. 34,87 — 31,58 = Fr. 3,29.

Diese Ersparniß ist also ungefähr eben so groß, als wenn wir die Schachtcapacität von Kub. Met. 100 auf Kub. Met. 500 erhöhen.

Eine weitere Ersparniß gewährt die in neuester Zeit von Ferrie angegebene Construction zur Verkohkung der Steinkohlen im Ofen selbst, indem er sowohl Vorwärm- als Reductionszone von oben durch einen Theil der Gichtgase erwärmt. Nur hat jene Construction den Nachtheil,

daß sie nicht wie die getrennte Vorwärmzone den Kraftaufwand für das Gebläse vermindert, aber das Princip, die Reductionszone von oben zu erwärmen, kann auf andere Weise zur Ausführung kommen und dann auch ohne Brennstofferſparniß die Production bedeutend erhöhen.

Die zur Verwendung kommende Brennstoffmenge muß unter allen Umständen so groß seyn, daß sie dem Wärmebedarf genügt, d. h. daß Production und Consum an Wärme sich die Waage halten. Dieser Bedarf wechselt mit dem Gehalte der Erze, wie Tab. G (im Anhang) zeigt, zwischen 0,6 und 1,22 Kohks à 91 Proc. Dann wird er namentlich durch directe Reduction je nach Art der Erze (ob solche FeO oder Fe^2O^3 enthalten) und je nach der Menge des direct reducirten Eisens bis um 0,589 Kohks à 91 Proc. gesteigert.

Ist daher das disponible Erz von hohem Gehalte, so hat diese Steigerung keinen ökonomischen Nachtheil, weil dann die Summe 0,6 + 0,589 = 1,189 wenigstens die Reduction und Kohlung sich mit normaler Geschwindigkeit vollziehen läßt; hingegen ist dann die Erwärmung des Windes ohne Werth und eher der Oekonomie entgegen, während bei Erzen niedrigen Gehaltes jener Brennstoffüberschuß, welcher doch die Reduction und Kohlung nur um $^1/_5$ beschleunigt, theilweise durch Erhitzung des Windes ersetzt werden kann.

Wie man im Allgemeinen verfahren muß, um die der Oekonomie zuträglichste Brennstoffmenge zu bestimmen, darüber geben die Tabellen A bis Q, welche wir dieser Abhandlung anhängen, Aufschluß für alle vorkommenden Fälle. Speciell aber zeigt uns die Tabelle D, wie der Brennstoff einerseits als Wärme producirend, andererseits als Reductionsmittel sich verhält, und die Berechnung auf die Erstehungskosten gestattet uns dann das Resultat herauszufinden, welches der größtmöglichen Oekonomie entspricht. Die Resultate dieser Tabelle D sind:

Kohksconsum à 91 Proc.	Kil.	0,7	0,8	0,9	1	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
stündliche Production	Kil.	209,1	230,0	246,7	266,3	277,6	272,6	269,1	264,9	269,1
die Fabricationskosten sind	Fr.	25,82	23,48	21,89	20,28	19,45	19,81	20,07	20,38	20,07
für Kohks à Fr. 15 =	Fr.	10,50	12,00	13,50	15,00	16,50	18,00	19,50	21,00	22,50
Erstehungskosten excl. Erze	Fr.	36,32	35,48	35,39	35,28	35,95	37,81	39,57	41,38	42,57

Die vortheilhafteste Brennstoffmenge ist also = 1 Kil. Kohks, obgleich 1,1 Kohks die größte Production gewähren. Wären die Kohks theuerer als Fr. 15, so würde der geringste Consum der vortheilhafteste seyn, so wie umgekehrt wohlfeilere Kohks den Consum 1,1 oder 1,2 der Oekonomie entsprechender machen würden.

Außer dem Einflusse welchen die Brennstoffmenge auf die Reduction und Kohlung des Eisens ausübt, sind dann noch das Reductionszonen-Verhältniß $= \eta$ und der Gicht-Modulus $= v$, welche auf die Production und folglich auch auf die Oekonomie wirken, von Bedeutung.

Das Verhältniß $= \eta$ wächst, wie die Tabelle D zeigt, mit der Zunahme des Brennstoffes, bis es bei 1,5 die Production selbst wieder größer macht, daher in seiner Wirkung die Oberhand über den Gicht-Modulus gewinnt, obgleich derselbe stets mit dem Brennstoffe im Allgemeinen zu Ungunsten der Production zunimmt.

Der Werth η hängt großentheils von der Temperatur $\frac{W}{w} = T$ ab, welche in die Schmelzzone gelangt, und diese Temperatur wird um so kleiner als die Brennstoffmenge groß wird, und je geringer diese Temperatur, desto kleiner wird das Volumen der Schmelzzone und dagegen das der Reductionszone entsprechend größer, wie dieß die Tab. D nachweist.

Uebrigens sind in der Tab. D sämmtliche Brennstoffmengen noch zu hoch für Erze von 70 Proc. Gehalt, was sich aus den evacuirten Wärmemengen ergibt, die mit den Gichtgasen ohne Nutzen evacuirt werden. Allerdings darf man nicht mit Hrn. Bell dahin trachten die Evacuation = 0 zu machen, denn wenn die Feuchtigkeit der Luft, die wir immer gleich dem mittleren Jahresgehalte angenommen haben, größer wird, so wird auch der Wärmeconsum wachsen. Dieser Consum ist z. B. für Kil. 0,7 Kohks = 179 W. E.; derselbe kann nun bei eintretendem Regenwetter oder Nebel sich verdoppeln, also 358 W. E. werden, und nicht nur die evacuirte Wärmemenge reducirt sich dann von 417 W. E. auf 238 W. E., sondern auch die Wärmeproduction wird um C 0,033 . 2400 = 79 W. E. vermindert, so daß die evacuirte Menge statt 417 = 417 — 238 + 79 = 100 W. E. wird, was dann die Evacuationstemperatur von 285° auf $\frac{100}{1,153} = 87^0$ herunterbringt. Diese Temperatur ist allerdings noch mehr als genügend um Betriebsstörungen vorzubeugen, aber diese Garantie haben wir nicht mehr, wenn die normale Evacuationstemperatur kleiner als 120° ist.

Ein kleiner Brennstoffüberschuß ist daher eine Assecuranz gegen Zufälle.

Es kann aber auch vorkommen, daß man genöthigt ist eine größere Brennstoffmenge zum Consum zu bringen als ein solcher freiwilliger Ueberschuß beträgt; dieß ist namentlich bei stattfindender directer Reduction der Fall, wo die Wärmeabsorption in der Schmelzzone so bedeutend ist, daß sie die Temperatur in derselben unter den Schmelzpunkt des

Schmelzmateriales herunterdrückt, und man muß dann durch die Quantität der Wärme, d. h. durch Vermehrung des Brennstoffes diesem Umstande begegnen. Ob eine solche Vermehrung erforderlich sey, erfährt man schon bei Anfertigung der Statik der Wärme. Wahrscheinlich hat gerade diese nothwendige Ursache des Mehrconsumes zu der Methode Veranlassung gegeben, welche die Praktiker allgemein befolgen, um die nach ihrer Ansicht richtige Brennstoffmenge zu bestimmen, die darin besteht, die Leistung des Gebläses zu einer constanten zu machen und dem Brennstoffe nach und nach mehr Erz aufzubürden, bis das Product so nahe als möglich der Qualität entspricht die man beabsichtigt. Dabei weiß man aber nicht, ob man nicht dennoch bedeutend mehr Brennstoff consumirt als nöthig wäre und als der Oekonomie entspricht, weil dieser Ueberschuß dann ein Regulator für die Durchsetzzeit wird, indem er überschüssigem Winde als Futter dient und das zu schnelle Sinken der Gichten hindert.

Aus dieser Ursache ist wenigstens ganz unzweifelhaft die Meinung entstanden, daß man zur Darstellung von Gießerei-Eisen mehr Brennstoff bedürfe als zur Darstellung von Affinireisen, welche ganz irrig ist; denn zur Darstellung ersteren Productes bedarf man einer weniger basischen Schlacke, daher auch einer geringeren Menge an Kalkstein, und da das Schlackenmaterial weit mehr Wärme zu seiner Schmelzung bedarf als das Roheisen, so muß also der Wärmeconsum kleiner und nicht größer werden. Man wähnt, eine größere Brennstoffmenge gebe einen heißeren Ofen und da graphitreiches Gießerei-Eisen eines heißeren Ofens bedürfe, so sey dieß das richtige Mittel dafür. Wir haben aber bereits gezeigt, und alle unsere Betriebsberechnungen beweisen es, daß die Ofentemperatur dann am größten wird, wenn der Brennstoff in kleinster Menge vorhanden ist; nur die Wärmequantität, nicht die Intensität wird durch die Brennstoffmenge vermehrt.

Als Illustration zu dem eben Gesagten dient besonders die Tab. H, in welcher die Darstellung von Gießerei-Eisen und von Affinireisen für gleiche Brennstoffconsume neben einander gestellt sind; ersteres Product hat bei 300⁰ Windtemperatur eine um 476—384 = 92⁰ und bei 692⁰ Windtemperatur eine um 192—81 = 111⁰ höhere Evacuationstemperatur, daher würden in der That in diesen beiden Fällen $\frac{92 \,.\, 1{,}821}{2400} = 0{,}070$ und $\frac{111 \,.\, 1{,}596}{2400} = 0{,}061$ Kohlenstoff weniger für das Gießerei-Eisen nöthig seyn, was in Geld umgesetzt eine mögliche Ersparniß von Fr. 1 per Tonne Product beträgt. Ich würde ein sehr reicher Mann werden,

wenn mir alle die Franken zukämen, die heut zu Tage noch in sämmtlichen Hohöfen auf diese Weise unnütz durch die Gichten gehen, und wenn alle Mittel welche wir als zur Oekonomie führend aufgezählt haben, zur rationellen Anwendung kämen, so würde das ein Einkommen von vielen tausend Franken täglich abwerfen.

§. 13. Anwendung der Steinkohle als Brennstoff.

Nicht alle Arten von Steinkohle können den Kohks substituirt werden, namentlich sogenannte backende Steinkohlen werden durch den Destillationsproceß so aufgeschwollen, daß sie in Form von Kohks ein viel größeres Volumen einnehmen als sie in Form von Steinkohle eingenommen hatten; aber eben diese Eigenschaft macht sie zur directen Anwendung im Hohofen untauglich, weil sie nach vollendeter Verkohkung nur mit Gewalt, mit großer Kraftanwendung aus den Apparaten entfernt werden können in denen jene Operation vor sich geht. Wenn auch der Hohofenschacht sich nach unten hin erweitert, so würden solche backende Steinkohlen entweder gar nicht niederrücken oder wenigstens das Bestreben haben, als zusammengebackene Masse den Durchmesser beizubehalten welchen sie am Orte ihrer Zusammenbackung eingenommen haben. Und auch abgesehen von solchen Schwierigkeiten, würden jedenfalls die von unten aufströmenden Gase in der backenden Masse einen Widerstand finden der ihren Durchgang in bedeutendem Maaße hemmen müßte.

Die schottischen trockenen Steinkohlen, welche eine lange Flamme geben, scheinen allein sich zur directen Anwendung ohne Beisatz von Kohks zu eignen, während alle anderen Arten mit mehr oder weniger Kohks gemischt werden müssen, oder selbst nicht auf diese Weise verwendbar sind.

Die Darstellung der Kohks in sogenannten Kohksöfen kostet per Tonne nur Fr. 1,50 bis Fr. 1,80. Es sind also weniger diese unbedeutenden Kosten Veranlassung diesen Proceß zu umgehen, als die wohl nicht ganz unbegründete Ansicht, daß die bei der Verkohlung frei werdenden Gase auch als Reductionsgase auf die gleichzeitig vorhandenen Erze einwirken müssen, wodurch dann die Production vermehrt wird.

In wie fern die durch die Destillation der Steinkohlen entwickelten Gase die Reduction der Erze befördern, läßt sich gerade an den schottischen Hohöfen nicht ermitteln, da in Schottland gleichzeitig Erze zur Anwendung kommen, welche außerordentlich leicht reducirbar sind, die sogenannten Blackbands; wir können daher nur die Beschleunigung der Reduction constatiren, ohne im Stande zu seyn, den Antheil daran durch die reicheren Gase und durch die Reducirbarkeit der Erze besonders

zu bestimmen. Neben diesen zwei Ursachen der Beschleunigung wirkt dann aber ein dritter Factor, welcher diese Beschleunigung wieder sehr beeinträchtigt, und dieser ist der Wärmeaufwand welcher nöthig ist um die Gase und Dämpfe aus den Steinkohlen zu entbinden. Dieser Wärmebedarf kann natürlich nur aus dem Brennstoffe geliefert werden der im Hohofengestell zur Verbrennung kommt, wodurch nothwendig der Consum im Ofen selbst wie bei der directen Reduction größer wird oder vielmehr würde, wenn man nicht denselben theilweise durch heißen Wind ersetzen könnte.

Wie groß ist nun der Wärmeaufwand welcher zur Abtreibung der flüchtigen Producte aus den Steinkohlen erforderlich ist? Da wir die Dichte dieser Producte nicht kennen, so ist es unnütz diesen Aufwand durch Rechnung bestimmen zu wollen; wir können aber diese Frage sehr einfach zur Lösung bringen, wenn wir die Erfahrungen in der Leuchtgasfabrication zu Hülfe nehmen, und diese sind: daß $^1/_5$ der abgetriebenen Kohlen zur Destillation erforderlich ist. Wir haben also einfach $^1/_5$ der im Ofen producirten Wärmemenge auf die Vorwärmzone zu setzen, um die Statik der Wärme festzustellen.

Die schottischen Steinkohlen enthalten in 100 Theilen:

C 77,30, H 5,05, O 9,19, N 1,21, S 0,80, Asche 6,45.

Nehmen wir nun an, aller O bilde Wasser, so haben wir:

O 9,19 + H 1,02 = 10,21 HO, ferner
H 4,03 + C 24,18 = 28,21 CH, dann werden noch frei
1,21 N und
0,80 S

zusammen 40,43 flüchtige Producte und es bleiben 59,57 Kohks enthaltend 6,45 Asche, also Kohks 59,57 mit einem Gehalte von 89 Proc. C.

Dieß ist auch der Ertrag welchen man aus schottischen Steinkohlen in Kohksöfen erhält.

Nun haben nach Gruner und Lan die schottischen Hohöfen 200 Kub. Met. Schachtcapacität und produciren in 24 Stunden = 26 Tonnen des bekannten schottischen graphitreichen Gießerei-Roheisens. Der Brennstoffaufwand ist 2,3 Steinkohle pro 1 Fe und auf 1 Fe kommen 1,94 geröstete, also Fe^2O^3 haltende Erze.

Wir haben folglich Kohls $\frac{2,3 \,.\, 59,57}{100} = 1{,}370$ à 89 Proc. = C 1,219

Obgleich diese Kohlenstoffmenge bedeutend größer ist als diejenige welche sonst Erz von 50 Proc. erfordert, so können wir doch nur sehr wenig Eisen durch directe Reduction gewinnen, wenn dem außergewöhnlichen Bedürfnisse in der Vorwärmzone genügt werden soll. Wir haben dafür $\varphi = 0{,}1 = 0{,}214 =$ C 0,021

	1,198
Consum d. Aq im Winde 1,198 . 0,033	0,039
es kommen zur Verbrennung	C 1,159
Wärmeproduction 1,159 . 2400 =	W.E. 2781
Consum d. Aq im Winde 1,159 . 292	338
	2443
d. Wind eingeführt 1,159 . 5,147 . s . 300° =	475
$\frac{2918}{1{,}961} = T = 1488^0$.	W.E. 2918

Specifische Wärme der Gase in Vergasungszone.
C 1,198 =
CO 2,786 . s = 0,691
N 5,114 . s = 1,248
H 0,0066 . s = 0,022
1,961

$1488 \,.\, 1 - \frac{1}{\frac{0{,}2921}{1{,}961}} = T' = 1748^0$.

Vorwärmen der Kohls 1,370 . 0,3180 . 1748° =	762
Wärmevorrath in Vergasungszone	W.E. 3680

Eisen und Schlacken erlangen $\frac{3680 - 283}{1{,}961} = T\ 1732^0$.

Man beachte, daß diese Anfangstemperatur der Schmelzzone eine außerordentlich hohe ist, was der Erhitzung des Windes zuzuschreiben ist, dessen zugeführte Wärme nicht wie bei großer directer Reduction schon in der Schmelzzone, sondern erst in der Vorwärmzone Verwendung findet. Auch der Zuschlag an Kalkstein ist sehr gering = 0,4 pro 1 Fe, was auf 0,940 Schlackenmaterial im Erze = 0,224 Kalk ausmacht, so daß die Gesammtschlacke sehr sauer ist. So sind also die Bedingungen um recht viel Silicium in die Producte zu bringen und durch dasselbe den Kohlenstoff als Graphit auszuscheiden, in außerordentlicher Weise erfüllt.

Der Wärmeconsum in den verschiedenen Zonen ist nun:

Vorwärmzone, Kohks	$1,370 . 0,1959 . 500^0 = 134$	352 W.E.		
Erz	$1,940 . 0,1612 . 500^0 = 156$			
$CaO\,CO^2$	$0,4 . 0,3088 . 500^0 = 62$			
zur Destillation der Kohle $1/5 . 3680 =$			763 W.E.	
Reductionszone, Kohks	$1,370 . 0,2443 . 500^0 = 167$	441 "		
Erz	$1,940 . 0,1826 . 500^0 = 177$			
CaO,CO^2	$0,400 . 0,4865 . 500^0 = 97$			
Verbindungswärme aus CO^2 vom $CaO,CO^2 = 0,176 . 251$			44 "	
Schmelzzone, Kohks	$762 - 134 + 167 = 461$	760 "		
" Eisen	$1 . 0,1220 . 732^0 = 89$			
" Schlacken	$1,164 . 0,2464 . 732^0 = 210$			
latente Wärme, Eisen			140 "	
" " Schlacken	$1,164 . 80 =$		93 "	
directe Reduction $= 0,1 . 2828 =$			283 "	
Vergasungszone, Eisen	$89 . 0,64 = 57$	313 "		
" Schlacken	$210 . 1,22 = 256$			
		1866 +	1323 =	3189 W.E.
die Transmission der Ofenwände	$\frac{11,3^{0,5}}{2000^{0,5}} \cdot \frac{1732}{1499} \cdot 10,8 = 4,7$ Proc.			173 "
und es bleiben zur Evacuation				318 "
				3680 W.E.

Die specifische Wärme der Gichtgase wird seyn: vorhandenes $CO = 2,844$
davon werden

zu CO^2 verbrannt, durch Reduction	$0,9 . 1,178 = 1,0602$	$1,2068 = CO\ 0,770$	
" " " " Kohlung	$0,04 . 3,666 = 0,1466$		
entflammend von CaO, CO^2	$= 0,1760$	$CO = 2,074 . s$	$= 0,514$
		$CO^2\ 1,383 . s$	$= 0,299$
		N	$= 1,248$
		H	$= 0,022$
			2,083

Daher ist die Evacuationstemperatur $= \frac{318}{2,083} = T = 153^0$.

Die Wärmecapacität der Zonen ist =

VZ	0,704	daher die Zonen-Verhältnisse =	VZ = 0,268
RZ	0,882	2,624	RZ = 0,336
SZ	1,038		SZ = 0,396

Nun bietet sich eine kleine Schwierigkeit dar; wir wissen nämlich nicht genau wie groß der Kohlungsgrad dieser Producte ist, denn nach den vorhandenen Analysen schwankt er zwischen 3 und 5 Proc. Wir nehmen daher 4 Proc. als das Normale an. Da nun 0,1 Fe direct reducirt wird und nur 0,9 wirklich gekohlt, so wird der Kohlungsgrad = 4,444 Proc. und der Werth p = 6,524.

Als Reduction und Kohlung beschleunigend kennen wir nur was den Gasen von unten zukommt und müssen erst erfahren wie groß die Beschleunigung durch die außerordentliche Reducirbarkeit des Erzes und durch die Destillationsgase ist.

Wir setzen: $m = 1 + \frac{1{,}219 - 1}{5} + \frac{1{,}219 \, . \, 0{,}1}{5} = 1{,}0682.$

Darnach berechnet sich nun die stündliche Production $= \frac{200 \, . \, 0{,}336 \, . \, 6{,}524}{P'' \, . \, 0{,}00449} = P'' = 312{,}5$

$P'' \, m = \qquad P' = 333{,}8$

$P' + \frac{333{,}8 \, . \, 0{,}1}{0{,}9} = P = 370{,}9$

Der Gicht-Modulus = v ist nämlich

Kohls	$\frac{1{,}370}{400}$	= Kub.Met.	0,00342	0,00449
Erz	$\frac{1{,}940}{2805}$		69	
CaO, CO^2	$\frac{0{,}4}{1322}$		38	

Nun ist aber die effective stündliche Production $= \frac{26000}{24} =$ Kil. 1083.

Somit wäre $P - P' = 1083 - 108{,}3 = 974{,}7$ und dann die Beschleunigung durch Reducirbarkeit des Erzes und Destillationsgase $= \frac{974{,}7}{333{,}8} = 2{,}920$, daher der wahre Werth von $m = 1{,}0682 \, . \, 2{,}920 = 3{,}1192$ und wir haben $P''m = 312{,}5 \, . \, 3{,}1192 = P' = 974{,}7$ und $P = 974{,}7 + \frac{974{,}7 \, . \, 0{,}1}{0{,}9} = 1083$ Kil. Fe.

Nach dem im Reductometer beobachteten Verhalten von ungeröstetem Spatheisenstein zu urtheilen, würde etwa die Hälfte der Beschleunigung = 2,920 dem Erze, die andere Hälfte den Destillationsgasen zuzuschreiben seyn.

Es ist nicht zu bestreiten, daß die Anwohner der Clyde von der Natur außerordentlich begünstigt sind, indem sie unter ihrem Boden solche Schätze von Steinkohlen und Erzen haben, welche in ihrer Qualität in Beziehung auf Oekonomie zur Darstellung von Roheisen so ausgezeichnet sind; aber der von der äußeren Natur weniger begünstigte Mensch findet, wenn er sich nur dafür die Mühe geben will, in sich selbst, durch seine intelligenten Kräfte einen Ersatz, indem er nach Mitteln sucht, welche jene von der Natur gewährten Vortheile sogar übertreffen. Wir verweisen auf Tab. K (im Anhang), in welcher wir den Betrieb auf ein ähnliches Roheisen vermittelst Elimination des Stickstoffes mit ganz ge-

wöhnlichen Erzen dargestellt haben, und der mit 0,85 Kohks stündlich 637,7 Kil. Fe für 100 Kub. Met. Schachtcapacität producirt, und bei 200 Kub. Met. Schachtcapacität = 1275,4 Kil. produciren würde.

Die Erstehungskosten dieser Betriebe stellen sich:

$\frac{\text{Fr. } 7{,}60}{1{,}083}$ = Fr. 7,02 plus 2,3 Steinkohlen à Fr. 7 = Fr. 16,10; in Summa Fr. 23,12.

$\frac{\text{Fr. } 7{,}60}{1{,}2754}$ = Fr. 5,95 plus 0,85 Kohks à Fr. 15 = Fr. 12,75; in Summa Fr. 21,70.

§. 14. Ferrie's selbstkohkender Hohofen auf den Monkland-Eisenwerken (Schottland).

Die seit einiger Zeit in der metallurgischen Journalistik in Umlauf gekommenen Berichte über Ferrie's neue Ofenconstruction für rohe Steinkohlen, sind etwas nebelhaft gewesen und haben eher den Eindruck überspannter Anpreisungen gemacht als den eines wirklich begründeten Fortschrittes. Nun ist diese Construction im polytechn. Journal Bd. CCI S. 108 (zweites Juliheft 1871) nach beigegebener Zeichnung beschrieben und daher es möglich geworden, dieselbe zu prüfen, und ich freue mich über einen wirklichen Fortschritt berichten zu können, obgleich ich die vielfach gehegte Erwartung einer neuen Aera der Siderurgie, wie jene des erhitzten Windes es gewesen, nicht theilen kann.

Erstens kommen nämlich solche Steinkohlen die nicht backen und doch hinlänglich feste Kohks geben, in der Natur nicht sehr häufig vor, und zweitens ist eine Erhöhung der Oefen, wie Ferrie sie fordert, wie wir zeigen werden, ein Hemmniß für die Einführung der richtigen Windmenge, das die Vortheile vereitelt, welche man sonst aus dem von Ferrie zur Anwendung gebrachten Principe ziehen könnte.

Sein Ofen auf den Monkland-Eisenwerken hat eine Capacität von Kub.Met. 426 und liefert stündlich nur 1728 Kil. Fe, was per 100 Kub.Met. Capacität = 405,6 ausmacht, während in dem Betriebe welchen wir im vorigen Paragraph behandelt haben, die stündliche Production per 100 Kub. Met. Capacität = 541,5 Kil. Fe ist.

Es gewährt also seine Construction keinen Vortheil, denn sie gibt im Vergleich mit dem üblichen Betriebe eine Minderproduction von 25 Proc. mit einer Brennstofferſparniß von bloß 15 Proc.

Das Princip aber, welches Ferrie, sich selbst unbewußt, eingeführt hat, indem er bloß die Steinkohlen abdestilliren wollte, besteht darin, daß er auch den größeren Theil der Reductionszone mit Gichtgasen erwärmt und dadurch derselben in ihrem ganzen Umfange die der Reduction und Kohlung günstigste Temperatur zu geben vermag. Dadurch muß eine neue Beschleunigung stattfinden, welche wir = 1,5 als Function von m annehmen können.

In den „Documenten" S. 74 finden wir, daß die stündliche Reduction bei den Temperaturen

421° 583° 842° 884°

in 4 Zeiteinheiten = 1,60 + 2,55 + 2,70 + 4,25 = 11,10 war. Wenn daher die Temperatur der Reductionszone, oder vielmehr des in ihr enthaltenen Materiales, von unten bis oben = 884° ist, so muß dieselbe in derselben Zeit 4 . 4,25 = 17 betragen, was also wie gesagt $\frac{17}{11}$ = 1,5 ausmacht.

Nach Ferrie's Angaben ist der Aufwand an Steinkohle in seinem Ofen auf Monkland-Hütte = 2,002 pro 1 Fe, die dazu verwendete Erzmenge = 2,516, also ungeröstete Blackbands, und der Kalkstein = 0,82.

Darnach hätten wir Kohks $\frac{2{,}002 \,.\, 59{,}57}{100}$ = 1,192, à 89

Proc. C = 1,061

Da nun der Wärmebedarf der Vorwärmzone und des größten Theiles der Schmelzzone durch Gichtgase geleistet wird, so würden 1,061 Kohlenstoff genügen um die Hälfte der Erze zur directen Reduction zu bringen; dadurch würde jedoch die Temperatur der Schmelzzone zu sehr heruntergedrückt, um noch zur Production von schottischem Gießerei-Eisen zu genügen. Aus dieser Rücksicht müssen wir uns auf φ = 0,2 beschränken und auf eine mögliche Mehrproduction verzichten.

Wir haben dann für diese directe Reduction
= 0,2 . 0,321 = C 0,064

0,997

für Feuchtigkeit im Winde 0,997 . 0,028 = 0,028

und es bleiben zur Verbrennung C 0,969

Diese produciren 0,969 . 2400 = W.E. 2325
davon werden consumirt durch Aq im Winde 0,969 . 292 = 281

2044

dagegen bringt der heiße Wind zu 0,969 . 5,747 . s . 300⁰ = 397

W.E. 2441

Die specifische Wärme der Gase in der Vergasungszone ist:
CO 2,326 . s = 0,577
N 4,277 . s = 1,043
H 0,0053 . s = 0,018
1,638

$$\frac{2441}{1{,}638} = 1490^0$$

$$1490 \cdot \frac{1}{1 - \frac{0{,}2921}{1{,}638}} = T' = 1813^0.$$

Vorwärmung der Kohks 1,192 . 0,3252 . 1813⁰ = 703

Wärmevorrath W.E. 3144

Eisen und Schlacken erlangen die $T = \frac{3144 - 565}{1{,}638} = 1574^0$.

Der Wärmeconsum in den verschiedenen Zonen ist nun:

Vorwärmzone, Kohks	1,192 . 0,1959 . 500⁰ = 116	445 W.E.	
Erz	2,516 . 0,1612 . 500⁰ = 203		
CaO,CO^2	0,82 . 0,3088 . 500⁰ = 126		
zur Destillation der Steinkohlen			509 W.E.
Reductionszone, Kohks	1,192 . 0,2443 . 500⁰ = 145	573 "	
Erz	2,516 . 0,1826 . 500⁰ = 229		
CaO,CO^2	0,82 . 0,4865 . 500⁰ = 199		
Verbindungswärme aus CO^2	1,147 . 251		288 "
Schmelzzone, Kohks	703 — 116 + 145 = 442	672 "	
Eisen	1 . 0,1190 . 574⁰ = 68		
Schlacken	1,189 . 0,2372 . 574⁰ = 162		
latente Wärme, Eisen			140 "
Schlacken	1,189 . 80		95 "
für directe Reduction			565 "
Vergasungszone, Eisen	68 . 0,64 = 43	241 "	
Schlacken	162 . 1,22 = 198		
		1931 +	1597 = 3528 W.E.

Die Wärmecapacität der Zonen ist = VZ 0,890, RZ 1,146, SZ 1,171 — 3,207

das Zonen-Verhältniß =		und der Inhalt Kub.Met.
VZ	= 0,277	118,3
RZ	= 0,358	152,2
SZ	= 0,365	155,5
		Kub.Met. 426,0

Nun ist die Capacität des von oben künstlich erwärmten Schachtraumes = Kub. Met. 127; derselbe birgt also die ganze Vorwärmzone und ca. 1/5 der Reductionszone; von 3144 W. E. die im Ofen entwickelt werden, werden folglich im Ofen consumirt 1713 + 688 = 2401 W. E., und 3144 — 2401 = 743 W. E. werden noch evacuirt zur

Unterstützung des oberen Raumes, welche noch zur directen Reduction benutzt werden könnten, wenn man nicht sehr graphitreiches Roheisen darstellen wollte.

Als Reduction und Kohlung beschleunigend haben wir für die Ofengase $= 1 + \frac{1,061 - 1}{5} + \frac{1,061 \,.\, 0,2}{5} = 1,0579$; für Einwirkung der Destillationsgase und Reducirbarkeit des Erzes wie im vorigen Paragraphen gefunden: 2,920, und für die höhere Temperatur der Reductionszone $= 1,5$; daher ist

$$m = 1,0579 \,.\, 2,920 \,.\, 1,5 = 4,6336$$

der Gicht-Modulus ist =

Kohks	$\frac{1,192}{400}$ =	Kub.Met.	0,00298	0,00498 Kub.Met.
Erz	$\frac{2,516}{1900}$ =	„	138	
CaO, CO^2	$\frac{0,82}{1322}$ =	„	62	

Darnach müßte nun die stündliche Production ausfallen:

$\frac{426 \,.\, 0,358 \,.\, 6,524}{P'' \,.\, 0,00498} = P'' = 447$, dann $P''m = 2071,2$, und

$P = 2071,2 + \frac{2071,2 \,.\, 0,2}{0,8} = 2714$ Kil. Fe.

Ferrie hat aber nur 1728 Kil. Fe erhalten.

Können wir nun schließen, daß diese Minderproduction von 986 Kil. Fe einer weniger großen Beschleunigung der Reduction und Kohlung zuzuschreiben sey, als der in Rechnung gebrachten? Keineswegs, denn die Erze sind dieselben, und wenn wir selbst von der Beschleunigung abstrahiren welche die Erwärmung des Inhaltes der Reductionszone von oben verursachen muß, so hätten wir nicht 1728 Kil. Fe, sondern $4,26 \,.\, 541,5 = 1923,4$ erhalten müssen.

Die Ursache dieser Minderproduction ist ganz einfach die Unzulänglichkeit des Gebläses, dem Windbedürfnisse welches sich mit der Production steigert nachzukommen, und zwar aus drei verschiedenen subsidiären Ursachen: 1) wegen des bedeutend größeren Widerstandes der Schmelzsäule durch die Erhöhung des Ofens von 20 Met. auf 26 Met.; 2) wegen dem größeren Volumen an Gasen welche diese Schmelzsäule durchstreichen müssen, wenn die Production wirklich größer werden soll, und 3) endlich scheint auch die Größe des Gebläses solchen Leistungen ganz und gar ungewachsen zu seyn.

Das Windquantum bei dem Betriebe des älteren schottischen Hohofens, welchen wir im vorigen Paragraphen vorgeführt haben,

war effectiv $= \frac{1083 . 4{,}442 . 1{,}159}{3600} =$ Kub.Met. 1,5422 per Secunde

Ferrie's Ofen hatte effectiv $= \frac{1728 . 4{,}442 . 0{,}969}{3600} =$ „ 2,0663 „ „

hätte aber haben sollen $\frac{2714 . 4{,}442 . 0{,}969}{3600} =$ „ 3,0864 „ „

Die zu diesen Leistungen nöthige Kraft, die Manometerstände = 150, 292 und 438 angenommen, sind 27, 52,56 und 78,84 Pferdekräfte, und wir müssen es sogar als einen sehr günstigen Zufall betrachten, wenn Ferrie über eine Kraft disponiren konnte welche beinahe doppelt so groß ist als die normale.

Das was nun Ferrie effectiv durch seine Construction geleistet hat, ist eine Brennstofferſparniß von 2,300 — 2,002 = 0,298 Kohks = 13 Proc., aber er hat eine Minderproduction von 541,5 — 405,6 = 135,9 = 25 Proc., so daß die Erstehungskosten im gebräuchlichen schottischen Hohofen $= \frac{\text{Fr. } 7{,}60}{1{,}083} =$ Fr. 7,02 plus 2,3 Steinkohle à Fr. 7 = Fr. 16,10 = total Fr. 23,12 sind, während sie bei Ferrie's Ofen $= \frac{\text{Fr. } 12{,}30}{1{,}728} =$ Fr. 7,12 plus 2,002 Steinkohle à Fr. 7 = Fr. 14,01 = total Fr. 21,13 sind.

Dieser Gewinn von Fr. 2 per Tonne Product wird aber sehr leicht durch die größeren Baukosten und den Mehrbedarf von 25½ Pferdekräften als Betriebskraft aufgehoben werden.

Daher wird die Ferrie'sche Construction kaum eine Zukunft haben, während das Princip, den Bedarf der Reductionszone an Wärme durch Ofengase zu leisten, wirklich einen Fortschritt constituirt, der nicht ohne glückliche Folgen bleiben wird, da eine so veranlaßte Mehrproduction bessere Producte liefert als bloße directe Reduction. Auch die ermöglichte Brennstofferſparniß ist ein Factor der alle Beachtung verdient, und die bei anderer Betriebsweise noch wird gesteigert werden können.

Am vollkommensten werden diese Vortheile erreicht werden durch die Rachette'sche Ofenform, durch Trennung der Vorwärmzone vom Ofenschachte, und durch die Elimination des Stickstoffes.

Die Rachette'sche Ofenform, welche ein langes Rechteck bildet, eignet sich am besten um den Inhalt der Reductionszone durch Ofengase zu erwärmen, indem man rechtwinkelich zur Ofen-Achse Gewölbe einsetzt, auf die man hohle Mäuerchen setzt, welche von brennenden Ofengasen durchstrichen werden, so daß dann eine gewisse Anzahl von Kammern entsteht, von denen jede ihren eigenen Chargirapparat hat.

Die Trennung der Vorwärmzone und die Vortheile dieser Anordnung haben wir schon besprochen, daher wir hier nicht wieder auf dieselben zurückkommen; doch ist zu bemerken, daß wenn wirklich Steinkohlen statt Kohks zur Anwendung kommen sollen, die Abtrennung der Vorwärmzone ein Nachhelfen zur Entleerung des Destillirapparates eher gestatten wird, als wenn alle Gase durch die Gicht entweichen und wenn dieser Apparat nur der oberste Schachtraum ist.

Die Elimination des Stickstoffes gestattet uns das mögliche Minimum von Brennstoff zu verwenden, da dieses gerade die höchste Anfangstemperatur der Schmelzzone gibt, welche zur Darstellung von graphitreichem Roheisen erforderlich ist, indem gleichzeitig damit die Oekonomie gefördert wird.

Die proponirte Ofenform an und für sich, dann die Trennung der Schmelzzone und endlich die windsparende Elimination des Stickstoffes werden alle gleichzeitig dahin wirken, daß im Verhältnisse zur Production die Schmelzsäule den geringsten Widerstand gegen den Wind geben und daher auch der kleinste Kraftaufwand für das Gebläse erforderlich seyn wird.

Wenn folglich alle besprochenen Mittel der Mehrproduction mit Ausschluß der nachtheiligen directen Reduction, und alle anderen Mittel der Brennstoffersparniß gleichzeitig zur Anwendung kommen, so werden wir zu dem erstaunlichen Resultate gelangen, daß sich als stündliche Production von 6033 Kil. Gießerei-Eisen mit einem Consum von bloß 1,5 Steinkohle = 0,893 Kohks pro 1 Fe darstellt.

Es wird nicht uninteressant seyn, die gleichzeitige Anwendung aller dieser Mittel durch eine Betriebsberechnung in allen ihren Details vorzuführen.

Kil. 1,5 schottische Steinkohlen geben $\frac{1,5 . 59,57}{100}$ = 0,893 Kohks, à 89 Proc. = C 0,794

Consum durch Aq im Winde 0,026

C 0,768

Wovon $\frac{0,768}{2}$ + 0,026 als Kohks auf Gicht kommen = C 0,410
(= Kohks 0,461)

und $\frac{0,768}{2}$ als CO eingeblasen werden 0,384

Wie oben C 0,794

Wärmeproduction: CO 0,896 . 2400 = W.E. 2150
absorbirt d. Reduction der gebildeten CO^2 = 0,384 . 3200 = 1229

921

durch Aq im Winde 0,384 . 292 112

809

dagegen zugebracht durch Wind: 0,384 . 5,747 . s . 400⁰ = 210
Gas : 0,896 . s . 400⁰ = 89

$\frac{1108}{0,871}$ = 1272⁰ W.E. 1108

$1272 \cdot \frac{1}{1 - \frac{0,2706}{0,871}} = T = 1845^0.$

Erhitzung der Kohks 0,461 . 0,3275 . 1845⁰ = 278

Wärmevorrath in Vergasungszone W.E. 1386

Eisen und Schlacken erlangen $\frac{1386}{0,871}$ = T 1591⁰.

Specifische Wärme der Gase in Vergasungszone:

CO 1,792 . s = 0,444
N 1,695 . s = 0,414
H 0,002 . s = 0,013

0,871

Der Wärmebedarf in den verschiedenen Zonen ist nun:

Vorwärmzone, getrennte:

Kohks 0,461 . 0,1959 . 500⁰ = 54 }
Erz und CaO, CO^2 wie in §. 14 218 } 272 W.E.

Reductionszone: Kohks 0,461 . 0,2443 . 500⁰ = 56 }
Erze, CaO CO^2 wie in § 14 274 } 330 }
Verbindungswärme von CO^2 aus CaO, CO^2 = 0,176 . 251 = 44 } 374 W.E.

welche also direct durch Gichtgase zu liefern sind.

Schmelzzone: Kohks 278 — 54 + 56 = 168 }
Eisen 1 . 0,1195 . 591⁰ = 70 } 402
Schlacken 1,164 . 0,2387 . 591⁰ = 164 }
latente Wärme von Eisen 140
" " " Schlacken 1,164 . 80 = 93
Vergasungszone: Eisen 70 . 0,64 47 }
Schlacken 164 . 1,22 200 } 247
} 882 W.E.

Es bleiben also für Transmission und Evacuation 1386 — 882 = 504 W.E., was weit mehr als hinreichend ist.

Die Wärmecapacität der Schmelzzone $= \frac{402}{591} = 0{,}68$,

die der Reductionszone $\frac{330}{500} = 0{,}66$

daraus Zonenverhältniß der Schmelzzone $= 0{,}507$

und Zonenverhältniß der Reductionszone $0{,}493 = \eta$.

Die außerordentliche Größe dieses letzteren Werthes ist namentlich geeignet, die Production zu erhöhen, besonders dann aber noch der kleine Gicht-Modulus welcher nur

$$\left.\begin{array}{ll} \text{Kohks } \frac{0{,}461}{400} = \text{Kub.Met. } 0{,}00115 \\ \text{Erz und CaO, CO}^2 \text{ wie in §. 14 } \quad 107 \end{array}\right\} 0{,}00222 \text{ ist.}$$

Die Zusammensetzung der Reductionsgase ist:

CO	Kil.	1,835	= Kub.Met.	1,466	= 51,7 Proc.
N	„	1,695	„	1,349	
H	„	0,002	„	0,022	
			Kub.Met.	2,837	

Daher ist die Beschleunigung durch die Qualität der Gase =
$1 + (51{,}7 - 35) \,.\, 0{,}06817 =$
2,1384. Für Reducirbarkeit der Erze und Destillationsgase haben wir 2,920 und für höhere Temperatur der Reductionszone 1,500 und daraus den außerordentlich großen Werth
$$m = 0{,}794 \,.\, 2{,}1384 \,.\, 2{,}920 \,.\, 1{,}500 = 7{,}4196.$$

Daraus wiederum die stündliche Production für eine Schachtcapacität von Kub.Met. 500 =
$$\frac{500 \,.\, 0{,}493 \,.\, 6{,}524}{P'' \,.\, 0{,}00222} = P'' = 851{,}1 \text{ und } P''m = P = 6314{,}8 \text{ Kil. Fe.}$$

Die dazu pro Secunde nöthige Windmenge ist =
$$\frac{0{,}384 \,.\, 4{,}442 \,.\, 6134{,}8}{3600} = \text{Kub.Met. } 2{,}9924$$
und die nöthige Gasmenge
$$\frac{\frac{0{,}896}{1{,}2515} \,.\, 6134{,}8}{3600} = \text{„ } 1{,}2120$$
$$\text{Kub.Met. } 4{,}2044$$

Das vermöge der höheren Temperatur ausgedehnte Gasvolumen, welches durch die Schmelzsäule streicht, wird $14 \,.\, 4{,}2044 = Vo = 58{,}8$. Die Höhe des Rachette'schen Ofens wird nach §. 11 = h = 19 Met. und der mittlere Querschnitt = S = 26,3 Quadratmeter, der reducirte Querschnitt = So = 26,3 . 0,2146 = 5,644. Daraus $\frac{Vo}{So} = v = \frac{58{,}8}{5{,}644} = 10{,}38$ Met. und $p = \frac{v^2}{2g} = 5{,}1957$.

Der Widerstand der Schmelzsäule np ist dann $= \frac{19}{0{,}05} \,.\, 5{,}4957 = \quad 2088{,}4$
dazu kommen für Reibung etwa $\frac{1}{5} = \quad 417{,}7$
$\quad 2506{,}1$

was in Quecksilbersäule $= \frac{2506{,}1 \,.\, 0{,}0013}{13{,}563} = 0{,}378$ ausmacht.

Ein solcher Manometerstand wäre offenbar zu hoch und würde er auch erreichbar seyn, so wäre er doch sicher nicht ökonomisch.

Reduciren wir die Schachtcapacität auf 400 Kubikmeter, so werden Wind- und Gasvolumen = 3,3603 = V und Vo = 47. Die Ofenhöhe = h = 17 und S = 23,5, daher So = 5,043; $\frac{47}{5,043}$ = v = 9,32, und p = 4,4294; n = $\frac{17}{0,05}$ = 340, und np = 1506 + $\frac{1}{5}$. 1506 = 1757; was dann den Manometerstand $\frac{1757 \ . \ 0,0013}{13,563}$ = 0,168 ausmacht, und der nöthige Kraftaufwand wird: 0,168 . 13,563 . 3,3603 . 1000 = 7656 Kilogrammmeter = 102,2 Pferdekräfte.

Dieß sind nun Leistungen welche sehr wohl erreicht werden können, um so mehr als der Manometerstand ein sehr mäßiger ist.

Die Production für 400 Kub.Met. Schachtcapacität ist dann: 5051,9 Kil. Fe und die Erstehungskosten sind = $\frac{\text{Fr. } 7,60}{5,0519}$ = Fr. 1,50 plus 1,5 Steinkohle à Fr. 7 = = Fr. 10,50, totale = Fr. 12,00

gegen den Betrieb von Ferrie = $\frac{\text{Fr. } 7,60}{1,728}$ = Fr. 4,40 plus 2 Steinkohle à Fr. 7 = = Fr. 14,00, totale = Fr. 18,40.

Dadurch ist nun bewiesen, daß durch rationelle Benutzung aller Mittel welche die Oekonomie fördern, mit Ausschluß der directen Reduction welche die Qualität der Producte mindert, die Tonne schottisches Gießerei-Eisen um Fr. 6,40 wohlfeiler dargestellt werden kann als durch die Ferrie'sche Ofenconstruction.

Das Princip der Erwärmung der Reductionszone durch Ofengase wird besonders bei der Rachette'schen Ofenform glückliche Anwendung finden und für alle Betriebsweisen eine Mehrproduction des 1,5fachen geben, auch eine Brennstoffersparniß, wenn solche zuweilen auf Kosten der Production beabsichtigt wird.

§. 15. Die Pressung des Windes.

Die meisten Metallurgen halten die Pressung des Windes für ein werthvolles Mittel den Nutzeffect des Hohofens zu erhöhen. Unsere Untersuchungen führen aber zu einem entgegengesetzten Schlusse, und lassen die Windpressung als ein mehr oder weniger nothwendiges Uebel erkennen.

Die nothwendige Pressung hängt, wie wir in den „Documenten" Artikel 38 Seite 111 einläßlich gezeigt haben, von der Höhe des Ofens und der Größe der Stücke der Schmelzmaterialien ab, und kann daher nur dadurch modificirt werden, daß man diese beiden Factoren zu Gunsten oder zu Ungunsten der Höhe der Pressung in Wirksamkeit setzt.

Die von dem Gebläse zu leistende Pressung wird zum Theil in Geschwindigkeit der Windausströmung in den Ofen umgesetzt und das was dann noch übrig bleibt, dient zur Ueberwindung des Widerstandes der Schmelzsäule. Rechnet man bei den beschriebenen und veröffentlichten Betriebsverhältnissen den Pressungsconsum hinter und vor den Düsen aus, so findet man fast durchgängig denselben für die Ausströmungsgeschwindigkeit unverhältnißmäßig groß. Man fordert daß der Wind in einem dünnen, lang gestreckten Strahle in den Ofen eingetrieben werde, theils um den Brennstoff zu erreichen, welcher zwischen der Düse und der gegenüber stehenden Gestellwand liegt, theils um den Raum in welchem Kohlensäure auftritt möglichst groß zu machen, in der Meinung daß dadurch die Verflüssigung der Schmelzmaterialien befördert werde.

Wenn dem so wäre, so müßte man bei weiten Ofengestellen viel engere Düsen anwenden als bei engen Gestellen; da aber umgekehrt bei weiten Gestellen weite Düsen, bei engen Gestellen enge Düsen zur Anwendung kommen, nicht aus freier Wahl, sondern aus Nothwendigkeit, so ist damit jenen Ansichten das Urtheil gesprochen, sie erweisen sich als unrichtig.

Allerdings soll die Ausströmungsgeschwindigkeit des Windes aus den Düsen größer seyn als die Geschwindigkeit der im Ofen aufwärts strömenden Gase, denn wenn dieß nicht der Fall ist, so schleicht der Wind an der Düsenwand empor und bringt dieselbe gerade mit dem Maximum der Temperatur in Berührung, wodurch einerseits durch übermäßige Transmission Verlust entstehen müßte und andererseits würde diese Wand der Gefahr ausgesetzt seyn abzuschmelzen, was natürlich Beides zu vermeiden ist.

Je enger nun das Gestell und der Ofen überhaupt sind, desto größer wird die Geschwindigkeit der aufsteigenden Gase werden, und um desto größer muß folglich auch die Austrittsgeschwindigkeit aus den Düsen werden. Dieß ist in den Berechnungen des Widerstandes der Schmelzsäule in den „Documenten" Seite 114 und 115 sehr anschaulich; im runden Ofen mit engem Gestelle ist die Strömungsgeschwindigkeit der Gase = 83 Meter, im Rachette'schen Ofen nur 16 bis 17 Meter.

Diesen Geschwindigkeiten entsprechen die Manometerstände 0,1532 und 0,1629 Met. Quecksilbersäule; werden nun diese um $^1/_{10}$ erhöht, um die nöthige Ausflußgeschwindigkeit zu haben, so werden die Manometerstände = 0,1685 und 0,1792 Met. In der Praxis wird aber nicht so gerechnet, sondern man macht den Düsenquerschnitt so enge als möglich und verschwendet daher eine nicht unbedeutende Kraft hinter den Düsen.

Wie man sieht, ist der Kraftconsum sehr bedeutend, viel größer wenn man enge Gestelle und Oefen hat; es gibt aber keinen Grund welcher einen solchen Mehrconsum rechtfertigt, denn enge Gestelle und Oefen sind wie gesagt bloß ein Radschuh den man auf horizontaler Straße einlegt, und dasselbe gilt von zu engen Düsen welche unnütz Kraft consumiren.

Im Artikel 4 der „Documente" haben wir gesehen daß der eigentliche Verbrennungsraum in welchem die Kohlensäure auftritt nur $^1/_{13}$ der ganzen Vergasungszone ist; eine so kleine Räumlichkeit kann aber unmöglich von Einfluß auf den Schmelzproceß seyn. Die durch Pressung hervorgebrachte höhere Temperatur kann höchstens das Volumen der Vergasungszone etwas vermindern, und dadurch die anderen Zonen verhältnißmäßig vergrößern; da aber die Vergasungszone schon an und für sich immer sehr klein ist, so kann diese Vergrößerung der übrigen Zonen nur höchst unbedeutend seyn.

Welches auch die durch Pressung erhöhte Temperatur der Vergasungszone sey, so wird sie kaum irgend welchen Einfluß auf das Schmelzmaterial haben, da dieses wenigstens größtentheils vorher verflüssigt wird und daher in dieser Zone nicht verweilt, sondern durch dieselbe in Tropfen durchfällt, um sich unten im Herde zu sammeln und in Roheisen- und Schlackenschicht zu trennen.

In der Schmelzzone ist die ursprüngliche Pressung höchstens noch $^1/_{10}$; wenn also die ursprüngliche Pressung im Maximum 0,2 Met. Manometerstand ist, so wird sie in der Schmelzzone nur noch = 0,02 seyn. Wählen wir nun als Beispiel den Betrieb der Tab. J bei 600° Windtemperatur, so würde die Temperatur 1733° welche aus dem Brennstoffe herrührt $= 1733^0 \,.\, \left(1 + \frac{0,02}{0,76}\right) = 1778^0$.

Daher $1778 \,.\, \frac{1}{1 - \frac{0,3204}{2,242}} = T' = 2074^0$. Folglich würden die Kohks aufnehmen: $1,602 \,.\, 0,3491 \,.\, 2074^0 = 1155$ W. E. und der Wärmevorrath in der Vergasungszone würde $= 4084 + 1155 = 5239$ W. E. Dieß ist übrigens nur in abstracto so, denn die Pressung erhöht nur die Temperatur an dem Orte wo sie stattfindet, ohne Wärme zuzubringen, aber die Kohks können eine höhere Temperatur annehmen, welche als in die Vergasungszone zugebrachte Wärmemenge figurirt, um dann durch die Verbrennung wieder frei zu werden.

Die Anfangstemperatur der Schmelzzone würde dann = $\frac{4239 - 1414}{2,242} = 1706^0$,

daher die Absorption in der Schmelzzone =

Kohks	1155 — 157 + 195 = 803 W.E.		
Eisen	1 . 0,1402 . 706 = 99 „		1370 W.E.
Schlacken	2,706 . 0,2449 . 706 = 468 „		

die Wärmecapacitäten der Zonen würden: daher die Zonen-Verhältnisse

VZ = 1,058		0,245
RZ = 1,322	4,321	0,306 = η
SZ = 1,941		0,449

Substituiren wir nun diesen höheren Werth von η in der Productionsformel, so wird die Production $\frac{100 \cdot 0,306 \cdot 10,873}{P'' \cdot 0,00648} = P'' =$ $= 716,5$; $P''m = 917,5$ und $P = 1835$ Kil. Fe gegen 1818, und die Mehrproduction beträgt also nicht einmal ganz 1 Proc.

Vergleicht man diesen Vortheil mit dem Kraftaufwande welcher durch 0,2 Met. Manometerstand veranlaßt wird, und erwägt man die dadurch gefährdete Regelmäßigkeit des Ofenganges, so wird der Ausspruch daß die Windpressung ein nothwendiges Uebel sey, welches man so viel als möglich abschwächen müsse, als berechtigt erscheinen.

Das ist eben das Eigenthümliche und Außerordentliche am Hohofen, gegenüber anderen Schmelzprocessen, daß die Gase als Träger der Wärme von unten nach oben strömen, während das zu schmelzende Material von oben nach unten sinkt, so daß stets eine Ausgleichung der Temperatur stattfindet. Dadurch wird das Material schon mit 1000⁰ in die Schmelzzone eingeführt und dann in dieser bald seinen Schmelzpunkt erlangen und sich verflüssigen ehe es in die Vergasungszone gelangt, wenn nur eine hinreichende Wärmemenge vorhanden ist sowie eine Temperatur welche nicht unter dem Schmelzpunkte der Materialien ist, und daß diese Bedingungen erfüllt werden, dafür sorgen wir ja schon indem wir den Brennstoffconsum feststellen.

Wäre das Material bloß zu schmelzen, ohne daß man auf Reduction und Kohlung Rücksicht zu nehmen hätte, so könnte allerdings der Fall eintreten daß die Materialien nicht Zeit fänden die Temperatur der aufsteigenden Gase vollständig zu absorbiren; da aber das Niederrücken der Gichten nur langsam vor sich gehen kann und darf, um der Reduction und Kohlung die nöthige Zeit zu geben, so ist keinerlei Gefahr daß die Verflüssigung der Materialien nicht alsbald stattfinde wenn sie die Temperatur 1200⁰ erlangen; nur wenn das Roheisen nicht gekohlt wäre, wenn es Stückeisen wäre, würde der Schmelzpunkt so hoch steigen, daß eine

Verflüssigung vereitelt werden könnte. Dann wird aber auch eine Temperaturerhöhung durch Pressung wenig oder nichts mehr ausrichten.

Aus diesen Gründen haben wir in allen unseren Berechnungen die Windpressungen als Mittel der Temperaturerhöhung aus dem Spiele gelassen, um diese nicht nutzlos noch complicirter zu machen.

§. 16. Welches ist die richtige Windmenge?

Die Aerodynamik ist die schwächste Seite der Siderurgen. Noch bis vor ganz kurzer Zeit wurde die Windmenge welche ein Gebläse liefert, nach dem Manometerdrucke und nach dem Querschnitte der Düsen berechnet, ohne im Mindesten daran zu denken daß der Wind im Hohofen einen Widerstand findet welcher die so berechnete Ausflußmenge ganz und gar illusorisch macht.

Ist man nun endlich auch zu der Einsicht gelangt, daß der Widerstand im Ofen die effectiv ausgeblasene Windmenge unendlich viel kleiner macht als man früher berechnet hatte, so sind doch die Versuche welche gemacht wurden, um jenen Widerstand zu bestimmen, von der Art daß sie keinerlei Vertrauen verdienen, denn es fehlten dazu die elementarsten Kenntnisse der mitwirkenden Factoren.

Ja sogar das erste Mittel der Erkenntniß in dieser Untersuchung, das Manometer, ist gänzlich unverstanden und unbrauchbar geblieben. So liest man in einem der bedeutendsten Werke der Neuzeit über Metallurgie, in der deutschen Bearbeitung von Percy's Eisenhüttenkunde: „Die am Manometer abgelesene Pressung nennt man Pressungshöhe. Es wird vorausgesetzt, daß — wie dieß in der Praxis stets der Fall zu seyn pflegt — der in die Windleitung eingesenkte Theil des Manometerrohres senkrecht zur Windrichtung steht. Biegt man das Manometerrohr dagegen parallel der Windrichtung um und richtet seine Oeffnung dem Windstrome entgegen, so wird die Pressung eine größere und macht sich an dem höheren Stande der Manometerfüllung kund. Diese Zunahme der Pressungshöhe nennt man Geschwindigkeitshöhe. Die Summe beider, also die im letzteren Falle wirklich abzulesende Höhe, nennt man die effective Druckhöhe. Da der Unterschied zwischen Pressungshöhe und effectiver Druckhöhe sehr gering und an Quecksilber-Manometern kaum wahrnehmbar ist, so kann man ihn für die Praxis ganz vernachlässigen."

Eine solche Unterscheidung zwischen Pressungshöhe, Geschwindigkeitshöhe und effectiver Druckhöhe ist ganz und gar unzulässig und beruht auf ganz irrigen Begriffen. Ein Manometerrohr welches senkrecht gegen

den Windstrom eingesenkt ist, gibt gar keine Anzeige; der Wind staut sich an dem Rohre welches ihm in den Weg kommt und bringt eine Perturbation hervor, die ganz zufällig und unregelmäßig ist. Mündet hingegen das Manometerrohr, der Wand der Windleitung eben, senkrecht zum Strome, so gibt dann das Manometer den Druck an der gegen die Wand der Leitung stattfindet.

Das was wir durch das Manometer allein bestimmen wollen und bestimmen sollen, ist diejenige Pressung welche die Geschwindigkeit des Windstromes hervorbringt; daher darf das Manometerrohr nicht senkrecht zum Strome eingesenkt werden, sondern es muß, nicht bloß ungefähr sondern sehr genau parallel gegen den Windstrom ausmünden, und da selbst dann an den Kanten der abgeschnittenen Röhre noch eine Perturbation des Windstromes stattfinden kann, so ist die weitere Vorsicht geboten, das horizontale Ende der Manometerröhre zu einer feinen Spitze auszuziehen, über deren conische Seiten der Wind hingleiten kann, um jeden Widerstand zu vermeiden.

Ferner zeigt das Manometer welches unter diesen Vorsichtsmaßregeln mit der Windleitung in Verbindung gebracht ist, nicht an allen Stellen des Querschnittes dieser letzteren denselben Druck; er ist am größten im Centrum derselben und wird gegen deren Wand hin immer schwächer, je näher man dieser rückt. Dieß kommt daher, daß an der Wand durch Reibung ein Consum von Druckhöhe stattfindet. Wenn man nun denjenigen Druck messen will, welchen die effective Geschwindigkeit des Windes hervorbringt, so muß die horizontale Manometerrohr-Mündung auf $1/3$ des Durchmessers der Windleitung angebracht seyn.

Endlich ist noch sehr wohl darauf zu achten, daß die Manometerröhre nicht in der Nähe von Biegungen oder Durchschnittsänderungen der Windleitung eingesenkt werden darf, da im ersteren Falle die elementaren Windströme sich auf einen Theil des Querschnittes zusammendrängen und im zweiten Falle jedesmal vor dem engeren Durchschnitt eine negative Druckhöhe entsteht.

Es ist unter Anderem die Nichtbeachtung des letzteren Umstandes, welche die von Rittinger vorgezeichnete und von Schmidhammer ausgeführte Methode zur Bestimmung des Druckes im Ofen illusorisch macht. Diese Methode besteht darin, den Wind zuerst in den Ofen zu blasen, dabei den Manometerdruck in der Windleitung zu messen, die Zahl der Kolbenhübe des Gebläses in der Zeiteinheit zu notiren, dann den Wind in die freie Luft ausströmen zu lassen und dabei die Zahl der Kolbenhübe so zu reguliren daß sie gleich viel Luft in der Zeiteinheit einsaugen. Die Differenz des Manometerdruckes würde dann den Druck im Ofen angeben.

So weit ist die von Rittinger angegebene Methode völlig correct; leider ist aber die Ausführung des Versuches gänzlich mißlungen, weil versäumt wurde die Einrichtung so zu machen daß der Wind wirklich in die freie Luft ausströmen konnte, was doch ganz unerläßlich ist wenn solche Versuche ein irgendwie brauchbares Resultat geben sollen, während bei einigen Vorsichtsmaßregeln und möglichster Genauigkeit in der Führung dieses Versuches ein wirklich zuverlässiges Resultat erhalten werden könnte.

Dagegen ist dann die Controlle zu diesem Versuche, den Druck im Gestelle durch eine horizontal eingeschobene Manometerröhre direct zu messen, gänzlich unbrauchbar, denn dieser Druck wird am ganzen Umfange des Gestelles in der Höhe der Düsen ein verschiedener seyn.

Wenn ein Windstrom durch eine Düse a in eine weitere Röhre b eingeblasen wird, so verbreitet sich ersterer in letzterer nur allmählich und ein in c angebrachtes Manometer zeigt eine negative Pressung an. Ist die Rückwand der Röhre b = d d weggelassen, so dringt durch den ringförmigen Raum um die Düse herum Luft ein, welche mit dem eingeblasenen Luftstrome fortgerissen wird und zwar bis auf 30 Proc. der Windquantität die durch die Düse selbst strömt, je nach dem Verhältnisse des Querschnittes der Röhren a und b.

Ganz dieselbe Erscheinung findet aber im Hohofen-Gestelle statt, wenn auch der eingeblasene Windstrom nicht in horizontaler Richtung sich fortsetzt, sondern nach oben abbiegt; es wird nur die Erscheinung complicirter, indem möglicherweise sogar an der ganzen Peripherie des Gestelles eine Depression entstehen kann, wenigstens ist ganz gewiß daß eine Depression auf eine weite Entfernung seitwärts der Düsen stattfindet, wenn auch nicht ein absolut negativer Druck, da die Gase überhaupt nicht frei abziehen können, sondern sich immerhin unter einer nicht geringen Pressung befinden.

Eben so wenig konnten Tunner's Versuche den Widerstand der Schmelzsäule zu bestimmen, zu einem brauchbaren Resultate führen. Bei denselben wurde eine 1/2 Zoll weite eiserne Röhre durch die Gicht eingesenkt, und oben dieselbe, außerhalb der Gicht, mit einem Manometer in Verbindung gebracht. In der deutschen Bearbeitung von Percy's Eisenhüttenkunde wird dazu bemerkt: „Es ist klar, daß durch die Reibung in den langen engen Röhren und durch das Verstopfen derselben die Resultate ungenau werden mußten." Dieß ist wieder ein Beleg der Incompetenz der Metallurgen in der Disciplin der Aerodynamik, denn wie in aller Welt kann in einer Röhre Reibung stattfinden und sich

Staub absetzen, wenn in derselben gar keine Strömung vorhanden ist? Auch eine 100 Meter lange Röhre von bloß 1 Linie Durchmesser würde eben so sichere Manometeranzeigen geben können, wie eine solche von 10 Meter Länge und 1/2 Zoll Durchmesser.

Aber der Tunner'sche Versuch kann deßhalb keine brauchbaren Resultate geben, weil eine eiserne Röhre welche wirklich in das Niveau der Düsen herabreicht, daselbst sofort abgeschmolzen würde, so daß das Manometer nicht den Druck anzeigen kann, den man sucht, sondern denjenigen einer höheren Schicht im Ofen, welcher nothwendig viel kleiner ist, weil bereits ein Theil der Druckhöhe consumirt ist, und zwar ein sehr beträchtlicher Theil, indem der Widerstand da am größten ist wo die Gase die höchste Temperatur haben und den kleinsten Querschnitt passiren müssen.

Indessen könnten solche Bestimmungen und Messungen, auch wenn sie so angestellt würden daß sie zuverlässige Resultate gäben, nur den Einfluß der Ofenform und der Größe der Stücke der Beschickung constatiren, ohne constante Werthe zu geben, die auf den Betrieb anwendbar wären, da dieser den Widerstand der Schmelzsäule modificirt, wie wir dieß noch weiter zeigen werden.

„Die richtige Pressung des Windes, sagt Percy, läßt sich nur durch Erfahrung feststellen; wenn es das Gebläse erlaubt, wird man so lange mit der Pressung steigen als sich unter sonst gleichen Umständen der Brennmaterialverbrauch vermindert. Da von der Quantität des Windes nun aber die Höhe der Production oder besser gesagt die Schnelligkeit des Ofenganges abhängig ist, so wird man, wenn man letztere, nachdem das Maximum der vortheilhaften Pressung bereits erreicht ist, noch vergrößern will, nicht die Pressung erhöhen dürfen, sondern bei gleicher Pressung die Düsen erweitern und dann das Gebläse schneller arbeiten lassen müssen.“

Dieser Satz ist der richtige Ausdruck von dem was in der Praxis geschieht und läßt sich in die wenigen Worte zusammenfassen: man macht den Düsen-Querschnitt so klein als möglich, so klein als es das Gebläse erlaubt. Man wähnt dadurch den Druck im Ofen größer zu machen, aber in Wirklichkeit macht man nur den Widerstand in der Düse größer, und nimmt dadurch ganz unnützer Weise eine größere Betriebskraft des Gebläses in Anspruch, denn der Druck im Ofen ist nichts Anderes als der Widerstand der Schmelzsäule und dieser wird weder vermehrt noch vermindert durch die Pressung welche das Gebläse leisten muß. Hingegen wird der Widerstand der Schmelzsäule sehr wesentlich vermehrt durch enge und hohe Oefen und besonders durch enge und hohe Gestelle. Wir

haben schon in dem Artikel über die Pressung des Windes gezeigt, daß enge und hohe Gestelle eine größere Ausströmungsgeschwindigkeit des Windes aus der Düse erfordern, damit durch die Geschwindigkeit der Ausströmung der Wind nicht an der Wand durch welche die Düse geht heraufschleiche; dazu ist aber kein Maximum der Geschwindigkeit nöthig, sondern nur so viel daß die Geschwindigkeit des Windes etwas größer wird als diejenige der aufsteigenden Gase, richtiger gesagt daß die Pressung des ausströmenden Windes etwas größer sey als die des Widerstandes der Schmelzsäule. Denn wenn, wie wir a. a. O. gezeigt haben, das Gestell nicht dicht mit Brennstoff angefüllt ist, sondern selbst bei weiteren Gestellen der Brennstoff in denselben gewissermaßen schwimmt, so ist doch der Widerstand bei engeren Gestellen größer, weil auf denselben auch ein kleinerer Schacht-Querschnitt folgt, durch welchen die noch sehr heißen Gase sich hindurchdrängen müssen. In den in den „Documenten" S. 114 und 115 gegebenen Beispielen der Berechnung des Widerstandes der Schmelzsäule, ist z. B. das Verhältniß dieser Querschnitte sehr annähernd dasselbe, und dennoch ist der durch diesen Querschnitt geleistete Widerstand bei dem weiten Gestelle = 0,07 des Gesammt-Widerstandes, bei dem engen = 0,25.

Wäre daher der Widerstand bei weitem Gestelle = 1500 Meter Luftsäule, so würde er bei ein und demselben Ofen, aber mit engem Gestelle, = 1500 + (0,25 — 0,07) . 1500 = 1770 Met. Luftsäule seyn. Da aber schon bei dem Ofen mit weitem Gestelle die ganze Kraft des Gebläses in Anspruch genommen wurde, so kann diese Kraft bei engem Gestelle nicht mehr dasselbe Windquantum liefern, und die Wirkung des engen Gestelles ist also die, daß weniger Wind eingeblasen wird. Diese Wirkung wird noch dadurch vermehrt, daß (wie wir bereits gezeigt haben) der Druck hinter den Düsen größer seyn muß als im Ofen selbst, denn die Düse muß enger gemacht und der Druck in derselben vermehrt werden.

Der Widerstand von 1500 Met. Luftsäule im Ofen mit weitem Gestelle erfordert aus demselben Grunde hinter der Düse einen höheren Druck und der Querschnitt der Düse muß so genommen werden daß dieser Mehrdruck stattfinden kann. Die Größe dieses Ueberdruckes können wir zu $1/_{10}$ der Druckhöhe annehmen, wodurch der Gesammt-Druck = 1515 Met. Luftsäule wird.

Bei engem Gestelle wird dann der Widerstand um 0,18 . 1515 = 272 Met. Luftsäule größer; da uns aber die Kraft dazu fehlt, so muß dieser Druck als Ueberdruck hinter die Düse verlegt werden und dann kann der mögliche Gesammt-Druck von 1515 Met. Luftsäule nur noch einen

Widerstand der Schmelzsäule von 1500 — 272 = 1228 Meter überwinden.

Werden nun bei dem weiten Gestelle 2,2977 Kub. Meter Luft per Secunde eingeblasen, so wird dieses Quantum bei engem Gestelle, proportional dem überwindbaren Widerstande, nur noch 1500 : 1228 = 2,2977 : x = 1,881 Kub. Met. seyn.

Ist nun die Gesammt-Druckhöhe hinter den Düsen = 1515, der Ueberdruck in denselben = 272 Met. Luftsäule, so wird die Austrittsgeschwindigkeit aus der Düse = $v = \sqrt{p \cdot 2g} = \sqrt{272 \cdot 2g}$ = Met. 72,7. Die Wind-Volumina = 2,2977 und 1,881 unter dem Drucke von 1515 Met. Luftsäule sind = 1,167 und 0,956 Kub. Met., daher ist der Gesammt-Querschnitt der Düsen = $\frac{1,167}{72,7}$ = Quadratmeter 0,01605 und $\frac{0,956}{72,7}$ = 0,01315.

Durch diese Eigenschaft der engen Ofen-Gestelle, das Windquantum zu vermindern, sind dieselben in den unverdienten Ruf gekommen, ein unerläßliches Mittel zu seyn um Gießerei-Eisen zu erzeugen; man wähnte dadurch die Temperatur im Ofen zu steigern, während die kleinere Luftmenge im Gegentheile den Widerstand der Schmelzsäule vermindert, und also auch die Temperatur welche man zu steigern glaubte.

Allerdings ist es, um Gießerei-Eisen darzustellen, eine unerläßliche Bedingung daß die Durchsetzzeit verlängert werde, aber auch nur das ist unerläßlich, während alles Andere was zur Anwendung kommt, nur Mittel ist diese Verlängerung der Durchsetzzeit zu unterstützen und zwar meist der Oekonomie des Betriebes nachtheiliges Mittel.

So ist das Gattiren der Erze auf einen gewissen Procentgehalt eigentlich nichts Anderes als eine unfreiwillige Erhöhung des Brenstoffverbrauches, welche keineswegs in allen Fällen gerechtfertigt ist, da eine Vergrößerung des Gicht-Modulus auch den Eisengehalt in der Reductionszone vermindert.

Das einzig rationelle Mittel wäre, den Düsen-Querschnitt noch weiter zu beschränken; zu diesem Mittel greift aber die Praxis nicht, einerseits weil sie eine Vermehrung des Brennstoffes für unerläßlich hält um Gießerei-Eisen darzustellen, und zweitens weil sie überhaupt bisher sich nicht über den wahren Windbedarf, als Mittel der Regulirung der Durchsetzzeit, Rechenschaft geben konnte.

In Tab. H finden wir den Betrieb auf Gießerei- und Affinireisen, mit Wind von 300° neben einander gesetzt; die Resultate zeigen daß das Gießerei-Eisen eher weniger als mehr Brennstoff bedarf als das Affinir-

eisen, denn die Evacuationstemperatur ist bei ersterem 460°, während sie bei letzterem nur 384° ist. Die nöthige Windquantität für Affinireisen ist = 0,7659 Kub. Met., somit 1/3 so viel als wir oben angenommen (nämlich 2,2977 Kub. Met.). Der Windbedarf für Gießerei-Eisen wäre 0,4798 . 3 = 1,4394 Kub. Met., während vermöge des engen Gestelles das Windquantum noch 1,881, also noch um 1,881 — 1,4394 = 0,4416 Kub. Met. zu groß ist, wodurch wir genöthigt würden $\frac{0,4416}{4,442} = 0,1$ Kohlenstoff = 0,110 Kohks mehr in die Gichten zu bringen, um die richtige Durchsetzzeit einzuhalten.

Lassen wir nun das unnütze enge Ofengestell weg, so bleibt es bei dem normalen Widerstande von 1500 Met. Luftsäule für das Windquantum 2,2977 Kub. Met.; für das Quantum 1,4394 Kub. Met. hingegen wird dieser Widerstand = 2,2977 : 1,4394 = 1500 : x = 939, und das Gebläse hat in diesen beiden Fällen zu leisten: 1500 + 15 = 1515 und 939 + 94 = 1033 Met. Luftsäule. = Quecksilbersäule Met. 0,145 und 0,099.

Auf einen Kolben von 1 Quadratmeter Querschnitt werden die Drucke 0,145 . 1,3563 = 1969 Kil. und 0,099 . 13569 = 1343 Kil. Die Wege welche die Kolben per Secunde zu machen haben, sind Met. 2,2977 und 1,4394, daher hat die Maschine zu leisten = 4525 und 1933 Kilogrammmeter = 60,3 und 25,8 Pferdekräfte.

Wir erzielen also eine Ersparniß von 34½ Pferdekräften und von 0,110 Kil. Kohks, während das Verfahren der Praxis demjenigen eines Fuhrmannes gleicht, der einen großen Lastwagen mit großer Tragkraft führt, welchem er, wenn er keine bezahlenden Frachtgüter hat, das fehlende Gewicht mit Ballast ersetzt, um das Vergnügen zu haben alle seine Pferde vor dem Wagen anspannen zu können, und der noch überdieß den verführten Ballast (nämlich 0,110 Kohks pro 1 Fe) bezahlen muß.

Um den Ofen auf Affinir- oder Gießerei-Eisen anzustellen, wird in der Praxis das Gestell verengt, wenn letzteres Product erhalten werden soll, sehr häufig auch der Erzgehalt niedriger gattirt, mit einem Maximum von Brennstoff in Betrieb gesetzt und dann allmählich den ursprünglichen Gichten mehr Erz und Zuschlag beigegeben, bis das Product der Eisenqualität entspricht, die man zu erhalten wünscht (wenn dieß überhaupt möglich), während man also den Druck hinter der Düse stets gleich erhält. Bei solchem Verfahren wird sich der Brennstoffconsum häufig höher herausstellen als es nothwendig wäre, und zwar jedesmal wenn das Gebläse noch zu viel Wind zubringt, weil dann eine weitere Be-

lastung der Gichten mit Erz ein weniger gekohltes Roheisen produciren würde.

Man wird also weit rationeller verfahren, wenn man Düsen-Querschnitt und Geschwindigkeit des Gebläses so zustellt daß ungefähr die richtige Windmenge erhalten wird, dann die Gichten so zusammensetzt wie die Wärme-Statik und die stöchiometrische Dosirung des Zuschlages es erfordern, und den Niedergang der Gichten beobachtet.

Nach Tab. H werden z. B. in $^1/_3$ Stunde bei einer Ofencapacität von 100 Kub. Met. bei Affinireisen Kil. 524,2 Roheisen producirt; der Gicht-Modulus ist Kub. Met. 0,00437, daher wird das in einer $^1/_3$ Stunde niedergehende Gichtvolumen = 524,2 . 0,00437 = Kub. Met. 2,290 seyn. Wenn nun der Querschnitt des Schachtes oben an der Gicht im Mittel Quadratmeter 2,500 wäre, so müßten also die Gichten in $^1/_3$ Stunde um $\frac{2,290}{2,500}$ = Met. 0,916 sinken. Ist dieses, wie leicht zu beobachten, wirklich der Fall, so beweist das, daß man die richtige Windmenge getroffen hat; macht sich hingegen nach dieser Zeit ein tieferes Sinken der Gichten bemerkbar, so ist die Windmenge noch zu groß und die Geschwindigkeit derselben muß vermindert werden; ist aber nach $^1/_3$ Stunde das Niveau in der Gicht höher als 0,91 Meter, so muß die Geschwindigkeit des Gebläses vergrößert werden bis sich die Gichten auf das richtige Niveau senken.

Auch abgesehen von der dadurch ermöglichten Beschränkung des Brennstoffconsumes und der Einhaltung der richtigen Durchsetzzeit, gewährt diese Methode noch den großen Vortheil, daß man nach sehr kurzen Zeiträumen die Wirkung der gemachten Modificationen constatiren kann, während bei dem jetzt üblichen Verfahren diese Wirkung erst nach 24, ja oft erst nach 48 Stunden bemerkbar ist.

Wie die Formel in den Tabellen zeigt, werden die richtigen Windmengen gefunden durch Kub. Met. $x = \frac{C . 4,442 . P}{3600}$, wo C = die Kohlenstoffmenge ist welche wirklich zur Verbrennung kommt, also nach Abzug derjenigen die zur directen Reduction verwendet wird plus derjenigen die von der Feuchtigkeit im Winde verzehrt wird. 4,442 ist das trockene Luftvolumen welches zur Verbrennung von 1 Kohlenstoff nöthig ist. P ist = dem Gewicht des pro Stunde d. h. 3600 Secunden producirten Roheisens.

An dieser Stelle muß ich auch in Kürze den Einfluß des Feuchtigkeitsgehaltes des Windes besprechen. Allgemein wurde beobachtet daß die Production im Winter größer ist als im Sommer, und die Ursache dieser

Erscheinung wird richtig dem geringeren Feuchtigkeitsgehalte der Luft im Winter zugeschrieben. Diese Erklärung ist jedoch nur so lange zulässig und eintreffend, als die Leistung des Gebläses, d. h. das ausgeblasene Volumen constant bleibt. Wenn wir aber das Gebläse nach dem Niederrücken der Gichten reguliren, so wird sich dieß nothwendig anders verhalten.

Bei 0° Temperatur ist das Windvolumen welches 1 Kil. Kohlenstoff verbrennt = Kub. Met 4,442 und neben demselben ein Volumen von Kub. Met. 0,0224 Wasserdampf = Gesammt-Volumen Kub. Met. 4,4644;

bei 10° Temperatur ist das Windvolumen = Kub. Met. 4,602 und neben demselben ein Dampfvolumen von Kub. Met. 0,0373, daher das Gesammt-Volumen = Kub. Met. 4,639, und

bei 20° Temperatur ist das Windvolumen = 4,766, das Dampfvolumen = 0,0646 und das Gesammt-Volumen = 4,8306 Kub. Met.

Um also in diesen drei Fällen gleiche Mengen von Wind einzublasen, müßten die Wege welche der Kolben im Gebläse macht im Verhältnisse 1, 1,039 und 1,082 stehen.

Wenn nun das Gebläse constant die mittlere Geschwindigkeit hat, so wird bei trockener und kalter Luft zu viel, bei warmer feuchter Luft zu wenig Wind eingeblasen. Das Zuviel veranlaßt eine größere Production, aber auch ein weniger gekohltes Eisen, das Zuwenig umgekehrt eine Minderproduction, aber ein mehr gekohltes Eisen; das Eine ist technisch, das Andere ökonomisch nachtheilig. Bei zu viel Wind werden die Gichten schneller, bei zu wenig Wind langsamer sinken. Wir haben also darin dasselbe Criterium welches uns überhaupt zur richtigen Windmenge verhilft, und können daher damit auch die erwähnten Nachtheile beseitigen.

Was wird nun geschehen wenn wir die gleichen Luftmengen, aber mehr oder weniger Wasserdampf einblasen?

Wir hätten, welches auch die Dampfmenge sey, in den Gichten wie in Tab. H = C 1,385
dann für directe Reduction 0,5 . 0,321 — 0,161

1,224

Consum für das Dampf-Maximum 1,224 . 0,052 = 0,053

1,171

Wärmeproduction 1,171 . 2400 = 2810 W.E.
Consum durch Wasser im Winde 1,171 . 460 = 538 „

2272 W.E.

Da die Windmenge dieselbe bleibt, so haben wir für Wind von 300° 485 „

2757 W.E.

Die specifische Wärme der Gase in der Vergasungszone ist

C 1,171 = CO 2,732
0,053 — 0,124

$$\frac{2757}{2,003} = 1376^0.$$

2,856 . s = 0,708
N 5,167 . s = 1,261
1,171 . 0,0087 H 0,0102 . s = 0,034

2,003

Erhitzung der Kohks

$$1376 \cdot \frac{1}{1 - \frac{0,2801}{2,003}} = 1599^0 = 1,522 \cdot 0,3016 \cdot 1599^0 = 734 \text{ „}$$

3491 W.E.

daher würden Eisen und Schlacken annehmen $\frac{3491 - 1414}{2,003} = T = 1037^0$.

Dieß wäre eine Temperatur bei der weder Eisen noch Schlacken sich verflüssigen könnten. Es wird also eine directe Reduction der Hälfte des Erzes nicht stattfinden können; setzen wir solche auf 0,4, so wird $T = \frac{3491 - 1131}{2,003} = 1178^0$.

Dadurch wird aber: Kohlenstoff =	1,385
absorbirt durch directe Reduction 0,4 . 0,321	0,128
	1,257
Consum durch Aq im Winde 1,257 . 0,052	0,065
bleiben zur Verbrennung	C 1,192
Wärmeproduction = 1,192 . 2400 =	W.E. 2861
Consum durch Aq im Winde 1,192 . 460	„ 548
	W.E. 2313

Specifische Wärme der Gase in Vergasungszone

C 1,192 = CO 2,781
0,065 = 0,152

	2,933	. s = 0,727
N	5,259	. s = 1,283
H	0,0104	. s = 0,035
		2,045

heißer Wind bringt zu	„ 485
$\frac{2798}{2,045} = 1368^0$	W.E. 2798
$1368 \,.\, \frac{1}{1 - \frac{0,2801}{2,045}} = 1585^0.$	
Kohks 1,522 . 0,2993 . 1585⁰ =	„ 722
Wärmevorrath in Vergasungszone	W.E. 3520

Eisen und Schlacken erlangen

$$\frac{3520 - 1131}{2,045} = T = 1168^0.$$

Dadurch wird nun die Absorption in der Schmelzzone =

Kohks	722 — 149 + 186	= 387	430 W.E.	gegen 582 W.E.
Eisen	1 . 0,1235 . 1680⁰	= 20		
Schlacken	0,66 . 0,2126 . 1680⁰	= 23		
Vergasungszone: Eisen	20 . 0,7	= 14	40 „	„ 66 „
Schlacken	23 . 1,7	= 26		
durch directe Reduction			1131 „	„ 1414 „
			1601 W.E.	gegen 2062 W.E.

Es werden also 2062 — 1601 = 461 W.E. weniger absorbirt, die evacuirt werden und uns daher in der Wärme-Statik kein Deficit geben.

Nun sind die Wärmecapacitäten der Zonen die Zonen-Verhältnisse

	Wärmecapacitäten	Zonen-Verhältnisse
VZ	0,552	0,156
RZ	0,684	0,193 gegen 0,187
SZ	2,312	0,651
	3,548	

Da nun nicht mehr bloß 0,5 Eisen auf 2 Proc. zu kohlen sind, sondern 0,6, so muß der Kohlungsgrad = 1,666 Proc. werden, daher wird auch der Werth p nicht mehr 10,873, sondern 2 : 1,666 = 10,873 : x = 9,053; daher ist die Production $= \frac{100 \,.\, 0,193 \,.\, 9,053}{P'' \,.\, 0,00437} = P'' = 200$ gegen 215,7 in Tab. H. Aber die die Reduction und Kohlung beschleunigenden Factoren sind $= m = 1 + \frac{1,385}{5} + \frac{1,385 \,.\, 0,4}{5}$ $= 1,1878$, daher $P''\, m = P' = 237,5$ und dann $P' + \frac{P' \,.\, 0,4}{0,6} = P = 407$ Kil. Fe. Wir haben also einen Productions-Verlust von 524,2 — 407 = Kil. Fe 117,2 = 22 Proc., trotzdem daß wir gleich viel Wind einblasen wie in H.

Hätten wir aber nach dem jetzt üblichen Verfahren weniger Wind eingeblasen, nämlich die Differenz der Dampf-Volumina 0,0646 — 0,0373 = 0,0273, so hätten wir proportional diesen also 0,7659 : 0,0273 = 524,2 : x = Kil. Fe 18,7 noch weniger bekommen. Der ganze Productions-Verlust wäre also 135,9 Kil. Fe. Hätten wir ganz trockenen Wind zur Verfügung, so würde auch die ursprüngliche Production größer seyn, und wir könnten noch überdieß Brennstoff ersparen.

Ziehen wir in Betracht daß

$\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{0{,}5242}$ = Fr. 10,30 plus Kohks 1,522 . 15 = Fr. 22,83, Total Fr. 33,13 und

$\frac{5{,}40}{0{,}5242 - 0{,}1359}$ = Fr. 11,94 „ „ „ „ 22,83 „ „ 34,77 Kosten,

so ergibt sich daß schon mit der Kosten-Differenz Fr. 1,64 der Wind leicht künstlich getrocknet werden könnte.

Wie man sieht, bildet die Erkenntniß der richtigen Windmenge den Gipfelpunkt der ganzen Theorie, die praktische Seite derselben; doch würde uns mit dieser Erkenntniß nur wenig oder gar nicht gedient seyn, wenn wir nicht auch zugleich ein Mittel hätten welches uns erlaubt diese Windmenge einzuhalten, denn ohne dieses Criterium der sinkenden Gichten würde es kaum möglich seyn, die durch die Wärme-Statik erlangte Kenntniß der für die Oekonomie vortheilhaftesten Verhältnisse zur Ausführung und Verwirklichung zu bringen.

§. 17. Schluß-Betrachtungen.

Alle Betriebsverhältnisse im Hohofen lassen sich analytisch durch die Formeln

$$\frac{P - P'}{m} = P''; \quad \frac{V\eta}{P''v} = Z \text{ und } \frac{P''}{Z} = p$$

und synthetisch durch $\frac{V\eta p}{P'v} = P''$ und $P''m = P$ ausdrücken.

P = der totalen Production.

P′ = dem Antheile welcher durch directe Reduction gewonnen wird.

P″ = dem Antheile welcher durch 1 Kohlenstoff auf 1 Fe durch die Gase reducirt wird.

m = den die Beschleunigung oder Verlangsamung der Reduction und Kohlung bewirkenden Ursachen.

η = dem Verhältnisse des Volumens der Reductionszone.

V = der Schachtcapacität des Ofens.

v = dem Gicht-Modulus.

Neben diesen sieben Werthen, welche bei bekannten Betriebsweisen zum Theile schon gegeben sind und die bei Betriebsberechnungen a priori

zum Theil unserer Willkür je nach unserer Absicht überlassen sind und bestimmt werden können, ist dann noch die Windmenge ein achter Factor, welcher mit allen übrigen in Uebereinstimmung zu bringen ist, und der alle anderen modificirt insofern er nicht von vornherein sich nach jenen richtet.

Die stündliche Production = P ist bei ausgeführten Betriebsweisen immer bekannt; sie ist das Resultat der Gesammtwirkung aller übrigen Factoren und daher auch äußerst ungleich, sie kann in ein und demselben Ofen zwischen 185 und 6300 wechseln.

Der Werth P′ dagegen ist ganz unbekannt in den praktisch ausgeführten Betrieben, dagegen unserem Willen anheim gegeben wenn wir den Betrieb nach unserer Vorausberechnung in's Werk setzen wollen. Es kann P′ = 0 seyn, aber nie mehr als die Hälfte von P. Um P′ in einem schon vorhandenen oder in früherer Zeit vorhanden gewesenen Betriebe zu erkennen und zu bestimmen, haben wir nur selten die nöthigen Anhaltspunkte und wir können dann nur durch Einführung verschiedener Werthe von P′ erfahren welcher derselben etwa der wahrscheinlichste sey.

Daher ist auch der Factor P″ welcher aus $\frac{P - P'}{m}$ resultirt, nur dann positiv bestimmbar, wenn P′ bekannt ist oder nach unserem Willen bestimmt werden kann.

Von ganz außerordentlicher Elasticität ist der Factor m und dieser ist es welcher die Production in so weiten Grenzen sich bewegen läßt; er ist auch derjenige welcher unserem Willen und unserer Absicht den größten Spielraum läßt, durch den wir Brennstoffconsum und Production in das günstigste Verhältniß setzen können.

Wenn der Kohlenstoff welcher in den Gichten auf 1 Fe kommt, weniger als 1 ist, so wird auch m kleiner als 1 und es tritt eine Verlangsamung der Reduction und Kohlung ein, daher auch das Minimum der Production. Es kann aber neben dieser Ursache der Verlangsamung auch eine solche der Beschleunigung stattfinden und dadurch die Production wieder gehoben werden.

m wird größer als 1 d. h. beschleunigend: 1) durch Erhöhung des Kohlenstoffes welcher auf 1 Fe kommt; 2) durch directe Reduction eines Theiles der Erze; 3) durch theilweise Elimination des Stickstoffes in den Verbrennungsproducten; 4) durch Erwärmung des Inhaltes der Reductionszone durch Gichtgase, so daß diese von unten bis oben eine Temperatur von 800° bis 1000° hat, und 5) endlich durch die Anwendung

von Erzen großer Reducirbarkeit, namentlich von Erzen welche $FeO + CO^2$ enthalten.

Wäre die Production P″ für 1 Kohlenstoff auf 1 Fe = 100, so würde sie durch Verminderung des Kohlenstoffes auf 0,8 = P″m = = 100 . 0,8 = 80 werden; erhöhen wir dagegen den Kohlenstoff auf 1,2, so wird $P''m = 100 . 1 + \frac{1,2 - 1}{5} = 104.$

Soll nun die Hälfte des Erzes direct reducirt werden, so wird im ersteren Falle $m = 0,8 . 1 + \frac{0,8 . 0,5}{5} = 0,964$ und $P''m = 96,4$; im zweiten Falle $m = 1 + \frac{1,2 - 1}{5} + \frac{1,2 . 0,5}{5} = 1,16$ und $P''m = 116$.

In diesen beiden letzteren Fällen ist dann das Gesammt-Product zweimal so groß, nämlich 192,8 und 232, während ohne directe Reduction es nur 80 und 104 ist.

Substituiren wir der directen Reduction die Elimination der Hälfte des Stickstoffes, so wird $m = 1 + (51,5 - 35) . 0,06817 + 0,8$ oder $1 + (51,5 - 35) . 0,06817 . 1,04 = 1,6998$ oder 2,2098, und die Gesammt-Production = P″m = 170 und 221.

Darnach würde der Betrieb mit directer Reduction vortheilhafter seyn als derjenige durch Elimination des Stickstoffes. Dem ist aber nicht immer so, denn die directe Reduction fordert in der That einen sehr bedeutenden Mehrconsum an Kohlenstoff, welcher durch Erhitzung des Windes nur theilweise beschränkt wird.

Namentlich für reiche Erze gewährt die Elimination des Stickstoffes viel günstigere Resultate als die directe Reduction.

Wir finden in Tab. H für Erz à 70 Proc. für Gießerei-Eisen bei hälftiger directer Reduction
bei Wind von 800° die Gesammt-Production = 328,4; den Kohlsconsum = 1,522
692° „ „ „ = 353,8 „ „ = 1,1
in Tab. K ebenfalls Gießerei-Eisen mit Elimination von 1/2 N
eine Gesammt-Production = 637,7; den Kohlsconsum = 0,86
bei Betrieb auf Affinireisen gibt die Elimination von 1/2 Stickstoff:
Tab. L für Erz von 70 Proc. Gesammt-Product 943,4 und Kohlsconsum = 0,92
Tab. M „ „ „ 40 „ „ 1046 „ „ 1,5
Tab. N „ „ „ 30 „ je nach Wind- und Gastemperatur = 1074 und 1109 „ „ 2

die directe Reduction zur Hälfte gibt:

Tab. H für Erz von 70 Proc.
Wind 300° = Gesammt-Production 524 und Kohlsconsum = 1,522

Tab. H für Erz von 70 Proc.
Wind 692° = „ 568 „ „ 1,1

Tab. J für Erz von 30 Proc.
Wind 300° = „ 1666 „ „ 1,592

Tab. J für Erz von 30 Proc.
Wind 600° = „ 1818 „ „ 1,602

Man wird also einerseits dem Gehalte der Erze, andererseits dem Brennstoffconsum Rechnung tragen müssen, um zu finden welche Betriebsmethode die vortheilhaftere ist, sowie dem Preise der Erze und des Brennstoffes, da diese erst endgültig über das ökonomische Betriebsresultat entscheiden.

Unabhängig von der übrigen Betriebsmethode ist die Erwärmung der Reductionszone durch Gichtgase; sie erhöht, wie wir gesehen haben, den Werth m um das Anderthalbfache. Diese Erwärmung durch Gichtgase kann aber auch eine Brennstoffersparniß bewirken, indem die von den Gichtgasen gelieferte Wärme einen Theil derjenigen ersetzen kann, welche unten im Ofen durch Verbrennung geliefert wird. Dieß ist namentlich von Werth, wenn der Brennstoff sehr theuer ist oder wenn derselbe ohnedem vermöge der Armuth der Erze ein großer ist. Man wird also auch in diesem Falle erst durch Untersuchung der rein ökonomischen Verhältnisse entscheiden können, ob eine Brennstoffersparniß und in welchem Grade vortheilhaft sey.

Als Mittel der Mehrproduction ist die Erwärmung der Reductionszone in allen Fällen anwendbar und ökonomisch, sowie die Anwendung leicht reducirbarer Erze und von rohen Steinkohlen; aber alle diese die Production vermehrenden Mittel steigern auch die Anforderung an das Gebläse, nur die Elimination macht davon bis zu einem gewissen Grade eine Ausnahme, weil das Gasvolumen nur halb so viel Stickstoff enthält und der eingeblasene Wind nur ein halb so großes Volumen hat als bei gewöhnlichem Betriebe.

Die Schachtcapacität = V ist ein Werth welcher immer bekannt ist und der auch immer voraus zu bestimmen ist wenn ein Betriebsplan gemacht werden will. Der Einfluß der Schachtcapacität auf die Production blieb nicht nur unverstanden, sondern hat auch zu den merkwürdigsten Irrungen Anlaß gegeben. Die Epoche in welcher man anfing den Wind zu erhitzen, fällt mit derjenigen zusammen, in welcher auch die Schachtcapacitäten, die Gebläsemaschinen und die zu ihrem Betriebe verfügbare Kraft bedeutend vergrößert wurden; man hat also beinahe

gleichzeitig drei Neuerungen eingeführt, von denen jede für sich eine Modification der Betriebsresultate herbeiführen mußte; statt aber allen dreien Rechnung zu tragen, hat man einseitig alle Erfolge dem erhitzten Winde zugeschrieben und gelangte so zu Angaben welche wirklich fabelhaft erscheinen; aber die Empirie begnügte sich eine unbegreifliche Wirkung anzuerkennen und als Erfahrungsresultat hinzustellen, statt die Ursache der erhaltenen Mehrproduction und der scheinbaren Brennstoffersparniß da zu suchen wo sie zu finden gewesen wäre.

So lange man sehr kleine Oefen hatte, war man genöthigt die Schmelzmaterialien in ziemlich kleinen Stücken aufzugeben, weil sonst die leeren Räume an den Schachtwandungen sichtbar zu groß ausgefallen wären, und die aufsteigenden Gase eher den Weg diesen Wandungen entlang als durch die Gichten hindurch gesucht, also den größeren Theil ihrer Wirkung verfehlt hätten. Sobald die Schachtcapacitäten bedeutend größer wurden, glaubte man der Sorge um richtige Verkleinerung des Gichtenmateriales enthoben zu seyn. Da nun aber, wie wir früher schon gezeigt haben, der Widerstand der Schmelzsäule mit der Größe der Stücke der Beschickung sehr wesentlich modificirt wird, so hat schon die Verschiedenheit der Stückgrößen in Beziehung auf den für den Wind zu überwindenden Widerstand die Menge desselben auch modificiren müssen.

Hätten wir zwei Oefen und zwei Gebläse, deren Größe und Leistungsfähigkeit im Verhältnisse 1 : 2 stehen, im kleineren eine Stückgröße von 3, im größeren von 5 Centimeter Durchmesser, und würde das Gebläse an und für sich in der Zeiteinheit einer Secunde 1 und 2 Kub.-Met. Wind liefern können, so wäre der Widerstand gegen den Wind im ersten Ofen = V = 1, im zweiten V = 2, und Vo = 6 und 12, die Höhen h = 15 und 20 Met. und die mittleren Querschnitte = S = 6,666 und 10 Quadratmeter, dann So = 1,3333 und 2,0000, daher die Geschwindigkeiten $= \frac{Vo}{So} = v = 4{,}5$ und 6, und die Druckhöhen $= \frac{v^2}{2g} = 1{,}033$ und 1,835.

Den geleisteten Widerstand können wir annähernd = pn annehmen, d. h. n = der Ofenhöhe = h dividirt durch den Durchmesser der Stücke, also $n = \frac{15}{0{,}03} = 500$ und $\frac{20}{0{,}05} = 400$, und $np = 500 \cdot 1{,}0327$ und $400 \cdot 1{,}835 = 516$ und 734. Da wir aber für das größere Gebläse eine doppelt so große Kraft verfügbar haben, so kann es auch einen doppelt so großen Widerstand überwinden.

Wir können daher V = 2,37 machen, Vo = 14,22, v = 7,11 und p = 2,578, daher np = 1031.

Im kleinen Ofen können per Stunde verbraunt werden $\frac{1 \cdot 3600}{4,442 \cdot 0,91} = 889$, im großen $\frac{2,37 \cdot 3600}{4,412 \cdot 0,91} = 2110$ Kohks.

Die Production müßte diesen beiden Quantitäten proportional seyn, wenn in beiden Fällen auf 1 Fe gleich viel Kohks kämen und der Betrieb identisch wäre. Bei rationeller Behandlung könnte man auch zu diesem Resultate gelangen. Dann würde das Productionsverhältniß = 1 : 2,38 seyn, also größer als das der Capacitäten und der Leistungen der Gebläse, die 1 : 2 sind, was einzig und allein der Größe der Stücke der Beschickung zuzuschreiben ist. Wir haben aber in §. 5 gesehen, daß wenn die Durchmesser der Stücke sich wie 3 : 5 verhalten, die nöthige Durchsetzzeit für denselben Grad der Kohlung wie 1 : 3,4 ist. Daher würde dann das Verhältniß der Production nicht mehr 1 : 2,38, sondern $\frac{1}{1} : \frac{3,40}{2,38} = 1 : 1,43$ seyn.

Da man aber in der Praxis stets die höchst mögliche Windpressung haben will und kein Mittel besitzt um die richtige Windmenge zu bestimmen, so ist dieses Verhältniß ganz dem Zufall preisgegeben.

Wir wissen jetzt, daß 0,96 Kohks vollkommen genügen um aus Erzen à 40 Proc. 1 Fe zu 4 Proc. zu kohlen und zu schmelzen; das weiß aber die Empirie nicht, und wenn sie es auch wüßte, so hat sie nicht die Mittel um diesen Consum pro 1 Fe inne zu halten. Daher ist sie darauf angewiesen den Kohksconsum höher zu machen als nöthig wäre. Es werden auch in der That für Gießerei-Eisen gewöhnlich 1,5 Kohks pro 1 Fe consumirt, was also einen Ueberschuß von 1,5 — 0,96 = 0,54 Kohks gibt, die einfach dem Winde als Futter dienen um ein schnelles Nachrücken der Gichten zu verhindern.

Wenn nun neben der Vergrößerung des Ofens auch das Gestell weiter, die Düsen vermehrt und die disponible Betriebskraft verdoppelt wurde, so sind das Alles Umstände welche auf Vermehrung des Windquantums wirken, durch welche Vermehrung dann directe Reduction eines Theiles der Erze eintreten konnte. Dadurch ist der Consum zum Schmelzen und Kohlen wie vorher auf 0,96 Kohks gestellt plus 0,647 = $= \frac{2828 \cdot 0,5}{2400 \cdot 0,91}$ minus durch heißen Wind zugeführte Wärme = $= \frac{0,873 \cdot 5,747 \cdot 5 \cdot 300}{2400 \cdot 0,91} = 0,164$, so daß der Consum = 1,443 würde.

Daraus ergibt sich dann für den kleinen Ofen eine Reduction von

$\frac{889}{1,5} = 592$ Fe, und für den großen $\frac{2110}{1,443} = 1462$. Es ist dieß also eine Mehrproduction im Verhältnisse von 1 : 2,47 und eine Brennstoffersparniß von 3,8 Proc.

So erklärt es sich, wie eine Brennstoffersparniß constatirt werden konnte, trotzdem daß der reelle Bedarf bedeutend größer ist sobald directe Reduction eintritt.

Unter sonst gleichen Umständen wird, wie wir gezeigt haben, durch Verdoppelung der Schachtcapacität auch die Production verdoppelt, weil ja auch das Volumen der Reductionszone und auch die Durchsetzzeit verdoppelt werden. Unter solchen Umständen hätte der kleine Ofen 616 Product geben müssen und das Verhältniß der Production wäre dann 1 : 2,37, also größer als es unserer Annahme nach seyn müßte, weil eben die Umstände nicht absolut dieselben waren, sondern der kleine Ofen Stücke von 3 Centimeter, der große Stücke von 5 Centimeter Durchmesser enthielt.

Man sieht daraus, wie sehr im Hohofen die scheinbar geringfügigsten Umstände eine Modification des Endresultates herbeiführen können.

Ebenso ist das Verhältniß der Reductionszone = η ein Werth welcher durch eine große Anzahl verschiedener Umstände unendlich modificirt wird. Im Allgemeinen wird dieser Werth größer durch Mindergehalt der Erze (Tab. E), kleiner durch Vermehrung des Brennstoffes. Künstlich wird der Werth η sehr vortheilhaft vermehrt durch Trennung der Vorwärmzone vom Ofenschachte, indem die Reductionszone an Volumen proportional demjenigen der entfernten Vorwärmzone zunimmt. Eine solche Vergrößerung von η würde allerdings auch ohne ein so künstliches Mittel durch bloße Vermehrung der Schachtcapacität hervorgebracht werden, aber der Erfolg würde nicht derselbe seyn.

Erstens gestattet die Trennung der Vorwärmzone eine Brennstoffersparniß welche dem Wärmeconsum in derselben gleichkommt; doch ist eine solche Ersparniß nur dann ökonomisch zulässig wenn der Consum größer als 1 Kohlenstoff pro 1 Fe ist, also bei Anwendung armer Erze und bei stattfindender directer Reduction.

Zweitens hat auch die im Schachte liegende Vorwärmzone Antheil an dem Widerstande welchen die Schmelzsäule dem Eindringen des Windes entgegensetzt. Durch Abtrennung derselben wird zwar dieser Widerstand nicht geringer, aber man braucht im Verhältnisse zur Production weniger Betriebskraft, und das ist viel wichtiger als die dieselbe verschleudernden Empiriker glauben, da diese Betriebskraft meist ohnedem zu klein ist um das mögliche Maximum der Production zu erhalten.

Die Werthe = p wechseln je nach der Durchsetzzeit welche zur mehr oder minder starken Kohlung der Producte erforderlich ist, und bleiben je nach diesem Grade der Kohlung constant.

Ebenso ist der Gicht-Modulus = v eine Größe welche nach dem Brennstoffbedarfe, nach dem Gehalte der Erze und nach der Menge des nöthigen Flußmittels sich richtet, und die daher stets im Voraus bestimmt oder aus bekannten Betriebsverhältnissen berechnet werden kann, welche dann aber wie p constant bleibt. Je kleiner der Gicht-Modulus ist, um desto vortheilhafter wird der Betrieb. Aus diesem Grunde wird auch der Betrieb durch Elimination von Stickstoff vortheilhaft, weil nur die Hälfte des Brennstoffes in den Gicht-Modulus kommt und dieser daher immer verhältnißmäßig klein wird.

Da die in den Gicht-Modulus eingehenden Stoffe, Erz, Brennstoff und Zuschläge, oft in ihrem Gehalte wechseln, und dadurch das erhaltene Resultat ebenfalls der Veränderung unterliegt, sogar Veränderungen welche der Qualität, dem Ofengange oder der Oekonomie nachtheilig sind, so ist es nothwendig, diese Stoffe öfter auf ihren Gehalt zu untersuchen, und um allfällige Veränderungen schnell wahrnehmen zu können, ist es zu empfehlen, diese Materialien nicht bloß dem Volumen sondern gleichzeitig auch dem Gewichte nach in den Ofen einzumessen, da dann eine eintretende Differenz im Verhältnisse zwischen Volumen und Gewicht alsbald zu erkennen gibt daß eine Differenz in der Qualität dieser Materialien eingetreten ist.

Selbstverständlich sind unsere Annahmen des Gewichtes pro 1 Kub.-Met. dieser Materialien ebenfalls sehr wechselnde Größen, so wie die specifische Wärme derselben, so daß, wenn solche Betriebsberechnungen zum Zwecke wirklich auszuführender Betriebe gemacht werden sollen, es nothwendig ist die zur Disposition stehenden Materialien auch auf diese physikalischen Eigenschaften zu prüfen und ihre Werthe festzustellen. Leicht und wenig mühsam ist es, das Gewicht der Volumen-Einheit der Materialien zu bestimmen, umständlicher und schwieriger, die mit der Temperatur zunehmende specifische Wärme der Materialien festzustellen; dieß soll aber nicht abschrecken, diese zur Feststellung zu bringen, und wenn die Hütten-Beamten dazu nicht die nöthige Zeit haben, so sollte dieselbe durch specielle Fachleute vorgenommen werden, wie das in anderen Industriezweigen eingeführt ist, z. B. die Bestimmung des Wassergehaltes der Seide und manches Aehnliche. Die dadurch veranlaßten Kosten können nicht bedeutend seyn und kommen gar nicht in Betracht gegenüber der Zuverlässigkeit und Sicherheit welche dann die Vorausberechnung oder auch die analytische Controllirung des Betriebes gewähren.

So einfach nun die eben ausführlich besprochenen Formeln zur Betriebsberechnung sind, so haben wir doch eine Menge von Mitteln kennen gelernt, durch welche die einzelnen Factoren in ihrer Wirkung erhöht oder vermindert werden können, um sie den localen Verhältnissen, der Oekonomie und unserer Absicht in Beziehung auf Qualität des Productes anpassen zu können.

Vor Allem ist das Verhältniß zwischen der Größe der Production und dem Brennstoffconsum das Wichtigste.

In §. 11 haben wir gezeigt, daß durch Vergrößerung der Production die Darstellungskosten zwischen sehr weiten Grenzen wechseln können, daß aber eine Vermehrung der Production auf Kosten des Brennstoffconsumes sehr bald in ihrer ökonomischen Wirkung aufgehoben wird. Dieß ist namentlich der Fall mit der jetzt so zu sagen ausschließlich zur Anwendung kommenden directen Reduction der Erze, welche speciell bei reichen Erzen aller Berechtigung entbehrt und unter allen Umständen die Qualität der Producte beeinträchtigt. Wenn auch die Rechnung eine Verminderung der Darstellungskosten ausweist, so ist andererseits der Marktpreis des schlechteren Productes geringer, und wohl noch schlimmer fahren Diejenigen welche ihre Producte selbst zu Eisen affiniren, wenn sie im Hohofen auf Kosten der Production Brennstoff ersparen um denselben dann durch ein langwieriges und kostspieliges Affinirverfahren wieder zu consumiren.

Allerdings ist bei gleichbleibender Schachtcapacität die an ärmeren Erzen ausgeführte directe Reduction wenigstens scheinbar so vortheilhaft, daß die Eigner mancher Eisenhütten nicht leicht davon abzubringen seyn werden, aber die Wahrheit muß und wird am Ende auch da sich Bahn brechen und das wirkliche Interesse dadurch nur gewinnen, denn wer nicht vorwärts schreitet, der geht zurück. Nur da wo die Erze sehr theuer sind, kann ein Ersatz derselben durch Affinirschlacken die dann nothwendige directe Reduction rechtfertigen, daher sie auch in solchem Falle vielleicht nie gänzlich aufgegeben werden wird.

Sonst aber wird gerade das Bestreben, durch Vergrößerung der Ofencapacitäten das Roheisen wohlfeiler darzustellen, zu der Erkenntniß führen daß nicht bloß ein Weg nach Rom führt und daß es auch noch einen kürzeren und besseren geben kann; denn je größer die Ofencapacitäten werden, desto größer wird auch der Widerstand der Schmelzsäule an und für sich, er vermehrt sich aber noch im quadratischen Verhältnisse mit dem Gasvolumen welches den Schacht passiren muß; sobald aber diese Steigerung eine gewisse Höhe erreicht hat, hört die directe Reduction von selbst auf, es gelangt dann nur noch so viel Wind in den Ofen

als nöthig ist um alle vorhandenen Erze durch Gase zu reduciren und zu kohlen, und die Production nimmt nicht mehr im Verhältnisse der Schachtcapacität zu. Dabei wird Niemand seine Rechnung finden, insofern nicht gleichzeitig das Brennstoffquantum vermindert wird, welches dann wie bei den früheren sehr kleinen Oefen nur noch als Futter für den Wind dient, ohne einen entsprechenden Nutzeffect zu geben.

Der Betrieb Tab. J producirt bei der Windtemperatur von 300° = Kil. 1666 Fe mit einem Aufwande an Kohks von Kil. 1680 per Tonne, und bei der Windtemperatur von 600° = Kil. 1818 Fe mit einem Kohksconsum von Kil. 1740 per Tonne. Das zur hälftigen directen Reduction nöthige Windquantum ist in diesen beiden Fällen = Kub. Met. 2,7720 und Kub. Met. 3,1296 per Secunde.

Würde nun die Schachtcapacität zum Zwecke einer vermehrten Production verdoppelt, so würden die nöthigen Windquantitäten = Kub.-Met. 5,5440 und Kub. Met. 6,2592 per Secunde werden. Daß ein solches Windquantum bei bedeutend gesteigertem Manometerstande gar nicht oder nur mit Aufwand einer übermäßig großen Betriebskraft und von allerlei Uebelständen begleitet, geliefert werden kann, haben wir bei verschiedenen Gelegenheiten auseinander gesetzt und brauchen daher hier nicht weiter darauf zurückzukommen.

Vergleichen wir nun mit dem Betriebe J denjenigen der Tabelle G für gleiche Erze à 30 Proc., so finden wir bei kaltem Winde und ohne directe Reduction eine Production von Kilogrm. 233,9 Fe, einen Kohksconsum von 1220 Kil. per Tonne und einen Windbedarf von 0,310 Kub. Meter. Unter der Bedingung daß die Schachtcapacitäten bei beiden Betrieben dieselben seyen, erscheint der Betrieb G als äußerst vortheilhaft; übertragen wir ihn aber auf eine Schachtcapacität von Kub.-Met. 500, so wird die stündliche Production = Kil. 1169,5 Fe und das nöthige Windquantum = Kub. Met. 1,550 per Secunde. Dieses letztere erfordert weder einen außergewöhnlichen Manometerstand, noch einen Kraftconsum wie er beim Betriebe J selbst für Kub. Met. 100 Schachtcapacität nöthig ist; die Windlieferung wird daher nicht nur sehr leicht seyn, sondern auch weniger kosten, und berechnen wir die Unkosten der Darstellung, so ergibt sich:

Wind 600°, für J = $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{1{,}818}$ = Fr. 2,97 plus 1,74 . 15 = Fr. 26,10.

Total Fr. 29,07.

V = 500 Kub. Met., für G = $\frac{\text{Fr. } 13}{1{,}1695}$ = Fr. 11,12 plus 1,22 . 15 = Fr. 18,30.

Total Fr. 29,42.

Wir ersparen also per Tonne 0,52 Kohks, die Kosten der Winderhitzung, die Kosten einer viel größeren Betriebskraft für das Gebläse, und kommen neben dem auf Erstehungskosten welche per Tonne nur um 35 Centimes größer sind. Ich denke dieses Beispiel zeigt klar, wie unberechtigt der heiße Wind und die directe Reduction sind, wenn nicht locale Verhältnisse wie theuere Erze dazu gewissermaßen zwingen. Uebrigens sollte die Verwerthung von Affinirschlacken eher beim Betriebe auf Gießerei-Eisen als auf Affinireisen stattfinden, da ersteres Product eher eine Verunreinigung durch Schwefel und Phosphor ohne Nachtheil ertragen kann als letzteres.

Wenn nun bei Anwendung directer Reduction eine Vergrößerung der Schachtcapacität unthunlich ist, so ist dagegen, wie Tab. Q zeigt, eine Brennstoffersparniß durch Trennung der Vorwärmzone möglich und es sind dann die Erstehungskosten $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{1{,}9912} = \text{Fr. } 2{,}71 + 15 \,.\, 1{,}498 =$ $=$ Fr. 22,47, total = Fr. 25,18.

Die nöthige Windmenge ist dann nach Tab. Q = Kub.Met. 2,8601, so daß dennoch die Schachtcapacität nicht größer gemacht werden kann.

Anders verhält sich die Sache, wenn die directe Reduction ausgeschlossen ist. Dann können wir größere Brennstoffersparniß eintreten lassen und gleichzeitig die Production vermehren, und zwar so daß vermöge der geringeren Brennstoffmenge das nöthige Windquantum sogar noch kleiner wird. Wenden wir dabei als Mittel der gleichzeitigen Brennstoffersparniß und der Mehrproduction die Trennung der Vorwärmzone und die Erwärmung der Reductionszone durch Gichtgase an, so stellt sich die Rechnung wie folgt:

Die Vorwärmzone absorbirt nach Tab. G = 492 W.E.
die Reductionszone „ „ „ „ = 688 „

$1180 \text{ W.E.} = \frac{1180}{2400} =$

C = 0,492 = Kohks 0,541, die nun nicht mehr im Ofen verbrannt werden müssen; der Kohksconsum reducirt sich also auf 1,220 — 0,541 = 0,679.

Die Zonenverhältnisse der Reductions- und Schmelzzone sind: 0,407 und 0,269; wird nun die Vorwärmzone abgetrennt, so wird $\eta = \frac{0{,}407}{0{,}407 + 0{,}269} = 0{,}602$, daher die Mehrproduction $= \frac{0{,}602}{0{,}407} = 1{,}479$. Durch Wärmen der Reductionszone mittelst Gichtgasen wird die Production größer um 1,500. Dagegen findet eine Verlangsamung der Reduction und Kohlung durch die geringere Gasmenge statt; sie ist 0,679, statt wie in G = 1,0148.

Daher ist der Werth m = 1,479 . 1,5 . 0,679 = 1,3711.

Und daraus die stündliche Production = $P''m$ = 230,5 . 1,3711 = 316 Kil. Fe.

Bringt man nun die Schachtcapacität auf 500 Kub.Met., so wird die Production = 1580 Kil. Fe und der Windbedarf per Secunde = Kub.Met. 1,2050.

Die Darstellungskosten sind dann: $\frac{\text{Fr. } 13{,}00}{1{,}580}$ = Fr. 8,23 + 15 . 0,679 = Fr. 10,18.

Total = Fr. 18,41.

Dadurch wird es also möglich, ohne directe Reduction, daher mit Vermeidung einer Verschlechterung der Producte, die Tonne derselben um 25,18 — 18,41 = Fr. 6,77 wohlfeiler darzustellen.

Handelt es sich um reichere Erze, so ist dann die Elimination des Stickstoffes das Verfahren welches zum günstigsten Resultat führt. Nach Tab. L ist bei 100 Kub.Met. Schachtcapacität die Production Kil. 943,4 Fe, der Kohksconsum = 0,92 Kil. und die einzublasende Wind- und Gasmenge = 0,6718 Kub. Meter.

Die Kosten der Darstellung sind also = $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{0{,}9434}$ = Fr. 5,93 + + 15 . 0,92 = 13,80. Total = Fr. 19,73, folglich sogar ohne Erhöhung der Schachtcapacität viel geringer als bei directer Reduction, wie die Tab. H ausweist, nämlich $\frac{\text{Fr. } 5{,}40}{0{,}5686}$ = Fr. 9,49 + 15 . 1,1 = Fr. 16,50. Total Fr. 25,99. Differenz = 25,99 — 19,73 = Fr. 6,26.

Wir können nun aber auch noch die Schachtcapacität für beide Betriebsarten erhöhen, da auch beim Betriebe H das Windquantum gering und bei 500 Kub. Met. Schachtcapacität erst Kub. Met. 2,352 ist; aber ohne dieses Quantum zu vermehren, kann keine größere Production stattfinden, da eine Brennstofferſparniß eben so wenig thunlich ist wie im Betriebe L.

Der Erstehungspreis ist dann = $\frac{\text{Fr. } 13}{2{,}843}$ = Fr. 4,57 + Fr. 16,50 = total Fr. 19,07. Betrieb H, mit T = 692°.

Aber mit dem Betriebe L können wir die Production noch erhöhen durch Trennung der Vorwärmzone und Erwärmung der Reductionszone mittelst Gichtgasen.

Die Beschleunigung durch erstere Ursache ist dann = 1,347, durch letztere = 1,5 und die der Elimination zukommende wie in L = 1,7729; daraus wird dann m = 1,7729 . 1,5 . 1,347 = 3,5818, die Production 532,2 . 3,5818 = 1906 Kil. Fe und der Wind- und Gasbedarf $\frac{0{,}4065 \cdot 4{,}442 \cdot 1906}{3600}$ + 0,1986 = Kub. Met. 1,1547. Nun können wir noch, um auf gleiche Windmenge wie im Betriebe H zu kommen, die Schachtcapacität = 200 Kub. Met. machen und haben dann:

$\frac{\text{Fr. } 7{,}60}{3{,}812}$ = Fr. 1,99 + Fr. 13,80 = total Fr. 15,79; Differenz gegen H = 19,07 — 15,79 = Fr. 3,28.

Man sieht also, daß selbst die Größe der Schachtcapacität nicht willkürlich gewählt werden kann, sondern daß sich solche nach der Art des Betriebes richten muß.

Besonders zur Darstellung von Gießerei-Eisen, welches graphitreich werden soll, eignet sich die Elimination des Stickstoffes, da sie aus der Vergasungszone immer eine höhere Temperatur bringt, welche der Reduction von Silicium und daher auch der Ausscheidung von Graphit günstig ist.

Wenn wir in den vorhergehenden Beispielen bloß die Windvolumina in Betracht gezogen haben, so ist das nur geschehen um nicht zu Vieles auf einmal zur Beachtung zu bringen; wir wollen nun aber nachträglich bemerken, daß das Windvolumen, welches bei einer großen Schachtcapacität sich als nöthig herausstellt, auch zugleich einen höheren Manometerstand verlangt, der nur durch einen größeren Kraftaufwand erhältlich ist. Da nun eine solche größere Kraft nicht immer disponibel und unter allen Umständen auch nicht ohne Kosten herzustellen ist, so folgt daß man immer den Oefen eine Form geben sollte, welche den Widerstand der Schmelzsäule so klein als möglich macht.

Darüber scheinen jetzt die Mechaniker und Hüttenmänner einig zu seyn, daß die vortheilhafteste Wirkung eines Gebläses dann erhalten wird, wenn der Kolben in der Secunde einen Weg von 2 Metern macht. Wenn wir nun aber das Gebläse nicht mehr als eine constante Größe behandeln, sondern durch dasselbe den Gang des Ofens reguliren wollen, so werden wir entweder darauf verzichten müssen diese vortheilhafteste Geschwindigkeit regelmäßig zu erhalten, oder statt einer Gebläsemaschine deren mehrere von geringer Größe anwenden, um nach dem jeweiligen Bedürfnisse diese Geschwindigkeit der Kolben einzuhalten. Fraglich ist freilich, ob eine Vermehrung der Gebläsemaschinen nicht durch Mehrconsum an Kraft den Vortheil der sich gleich bleibenden Geschwindigkeit wieder aufhebe. In Gegenwart von zwei sich compensirenden nachtheiligen Umständen muß der Entscheid über die Wahl anderen Erwägungen unterstellt werden.

Wenn in einem Eisenwerke mehrere Hohöfen durch ein und dasselbe Gebläse gespeist werden, und es werden diese Oefen in verschiedenem Betriebe erhalten, so daß der eine eine höhere Pressung des Windes verlangt als der andere, so kann dieses verschiedene Bedürfniß nur durch den Durchmesser der Düsen oder durch Drosselklappen in den Ableitungsröhren

regulirt werden und das Gebläse hat dann allen Wind von der Dichte zu liefern, wie ihn der Ofen braucht in welchem der Widerstand der größte ist; dieß constituirt aber einen Kraftverlust, der jenen Nachtheil mehrerer kleiner Gebläse nothwendig überwiegen muß. Ist hingegen nur ein Hohofen zu speisen, welcher aber den Betrieb von Zeit zu Zeit wechselt und daher bald mehr bald weniger gepreßten Wind und zugleich ungleiche Windvolumina verlangt, so wird weder die gleiche Kolbengeschwindigkeit noch der gleiche Kraftaufwand stattfinden können, oder man wendet, wie es dann gewöhnlich geschieht, dieselbe Kraft und Geschwindigkeit an und consumirt den Ueberschuß durch enge Düsen, enge Gestelle und unnützen Ueberschuß an Brennstoff.

Wir mögen also die Sache von welcher Seite wir wollen betrachten, so ergibt sich daß es vortheilhafter seyn muß, nur kleinere Gebläse aber in größerer Zahl anzuwenden, um dem jeweiligen Bedürfnisse durch Ingangsetzung einer größeren oder geringeren Zahl von so kleinen Gebläsen zu genügen.

Immerhin finden die im Vorhergehenden behandelten Formeln zur Betriebsberechnung eine eben so wichtige als nothwendige Ergänzung durch die Formel

$$\frac{C \,.\, 4{,}442 \,.\, P}{3600}$$

welche uns angibt wie groß das Windquantum ist das aus den Factoren C und P hervorgeht. C ist die Kohlenstoffmenge welche wirklich verbrannt wird oder werden soll, also die Menge welche übrig bleibt nach Abzug derjenigen die durch die Feuchtigkeit im Winde verzehrt wird und derjenigen die durch den Sauerstoff in dem direct reducirten Antheile der Erze consumirt wird.

P ist die stündlich producirte Quantität Roheisen, auf deren Gewichtseinheit die Quantität Kohlenstoff = C kommt.

In den dieser Abhandlung angehängten Betriebstabellen sind so zu sagen alle Arten des Hohofen-Betriebes repräsentirt, so daß man für jeden einzelnen Fall ein Beispiel finden kann; diese Beispiele können aber nur dienen, um daraus die Rechnungsmethode welche darauf paßt, zu entnehmen; es bleibt daher dem Praktiker immer noch übrig, diejenigen Factoren und Mittel welche seinen Absichten und seinen Verhältnissen gemäß bestimmt werden können, nach seiner Einsicht zu wählen, um einen der Oekonomie entsprechenden Betriebsplan zu machen, eine Aufgabe welche eben so interessant als financiell wichtig ist.

Wer sich die Mühe nimmt, durch fingirte Rechnungen die Fertigkeit zur Anfertigung solcher Plane zu erlangen, der wird bald die Ueberzeu-

gung gewinnen, daß eine wahre Theorie kein leerer Wahn ist, sondern der Ausdruck der Naturgesetze, auf deren richtiger Befolgung und Anwendung alle Erfolge beruhen.

§. 18. Hülfs- und Betriebstabellen.

Tab. I.

Formeln und Werthe der Factoren welche bei der analytischen und synthetischen Berechnung des Hohofen-Betriebes vorkommen.

Kohlenstoff-Consum für directe Reduction

per 1 Fe = 0,321 C, wenn das Erz = Fe^2O^3
0,214 „ „ „ = FeO

Wassergehalt des Windes. Im Durchschnitt pro 1 Kil. verbrannten Kohlenstoffes = Kil. 0,0495 Aq,

daher macht 1 Kil. Kohlenstoff frei 0,0055 Wasserstoff,
0,044 Sauerstoff,
und entzieht der Verbrennung durch Wind 0,033 Kohlenstoff.

Ferner werden durch die Zersetzung des Wassers im Winde per 1 Kil. verbrannten Kohlenstoffes latent:

durch H = 0,0055 . 34000 = 187 }
C = 0,033 . 3200 = 105 } 292 W.E.

Die directe Reduction macht latent:

C 0,2143 . 3200 = 686 }
O 0,2857 . 4200 = 1200 } = 1886 W.E. per 1 Fe als FeO
C 0,3214 . 3200 = 1028 }
O 0,4286 . 4200 = 1800 } = 2828 W.E. per 1 Fe als Fe^2O^3.

1 Kil. Kohlenstoff erfordert zu seiner Verbrennung
Kil. 5,747 trockenen Wind
= Kub.Met. 4,442 „ „

Latente Wärme des Wassers		536
„ „	der Hohofen-Schlacken	80
„ „	des Roheisens	140

	Wärme-Absorption im Herde bei den Ofentemperaturen					
	1600°	1500°	1400°	1300°	1200°	1100°
durch das Eisen	0,64	0,60	0,56	0,52	0,48	0,44
durch die Schlacken	1,22	1,14	1,06	0,99	0,91	0,83

von derjenigen Wärme die sie in der Schmelzzone empfangen.

Verbindungs-Wärme von Kohlensäure 251.

Kohlensäure entwickelt:

durch Reduction durch Gase on 1 Fe = 0,786, wenn das Erz = FeO
1,178 „ „ „ Fe^2O^3
durch Kohlung des Eisens von 1 Fe = 3,666.

Kohlung und Reduction beschleunigende Ursachen = m.

Normal wenn auf 1 Fe = 1 C kommt

beschleunigt wenn auf 1 Fe mehr als 1 C kommt = $m = 1 + \frac{x - 1}{5}$

beschleunigt wenn directe Reduction stattfindet im Verhältnisse φ. m =

$$= 1 + \frac{x - 1}{5} + \frac{x \cdot \varphi}{5}$$

verlangsamt wenn auf 1 Fe weniger als 1 C kommt, m = x

Beschleunigung durch Elimination von Stickstoff, $m = 1 + (x - 35) \cdot 0{,}06817 \times C$

(C = verbrannter Kohlenstoff per 1 Fe)

Werthe von p für die Kohlungsgrade

	1	2	3 Proc.
p =	14,483	10,873	8,698

	4	5	6	7	8 Proc.
p =	7,248	6,198	5,436	4,828	4,310

Transmission der Ofenwände = $\frac{11{,}3^{0,5}}{\sqrt{0{,}5}} \cdot \frac{T}{1499} \cdot 10{,}8 = x$ Proc.

Richtige Windmenge per Secunde = $\frac{C \cdot 4{,}442 \cdot P}{3600} =$ Kub.Met.

C = verbrannter Kohlenstoff; P = per Stunde producirtes Eisen.

Specifische Wärme der Gase = s.

Sauerstoff	0,2182	Log. 0,33885 — 1
Stickstoff	0,2440	0,38739 — 1
atmosphärische Luft	0,2377	0,37603 — 1
Kohlenoxyd	0,2479	0,39427 — 1
Kohlensäure	0,2164	0,33525 — 1
Wasserstoff	3,4046	0,53206
Wasserdampf	0,4750	0,67669 — 1

Gewichte verschiedener Gase per 1 Kubikmeter.

Sauerstoff = Kil.	1,43028	Log. 0,15538
Stickstoff	1,25658	0,09918
atmosphärische Luft	1,29366	0,11181
Kohlenoxyd	1,25150	0,09743
Kohlensäure	1,96664	0,29372
Wasserstoff	0,08961	0,95235 — 2
Wasserdampf	0,80475	0,90566 — 1
Kohlenstoff	1,07272	0,03048

Tab. II.

Mittlere specifische Wärme der Brennstoffe.

Kohks.

T	s	Log. s	T	s	Log. s
500°	0,1959	29203 — 1	1825°	0,3252	51215 — 1
1000	0,2443	38792 — 1	1850	0,3275	51521 — 1
1025	0,2467	39217 — 1	1875	0,3299	51838 — 1
1050	0,2491	39637 — 1	1900	0,3323	52153 — 1
1075	0,2515	40054 — 1	1925	0,3347	52465 — 1
1100	0,2538	40449 — 1	1950	0,3371	52776 — 1
1125	0,2562	40858 — 1	1975	0,3395	53084 — 1
1150	0,2586	41263 — 1	2000	0,3419	53390 — 1
1175	0,2610	41664 — 1	2025	0,3443	53693 — 1
1200	0,2634	42061 — 1	2050	0,3467	53995 — 1
1225	0,2658	42455 — 1	2075	0,3491	54295 — 1
1250	0,2682	42846 — 1	2100	0,3514	54580 — 1
1275	0,2706	43233 — 1	2125	0,3538	54876 — 1
1300	0,2730	43616 — 1	2150	0,3562	55169 — 1
1325	0,2754	43996 — 1	2175	0,3586	55461 — 1
1350	0,2777	44357 — 1	2200	0,3610	55750 — 1
1375	0,2801	44731 — 1	2225	0,3634	56038 — 1
1400	0,2825	45102 — 1	2250	0,3658	56324 — 1
1425	0,2849	45469 — 1	2275	0,3682	56608 — 1
1450	0,2873	45833 — 1	2300	0,3706	56890 — 1
1475	0,2897	46195 — 1	2350	0,3753	57438 — 1
1500	0,2921	46553 — 1	2400	0,3801	57990 — 1
1525	0,2945	46908 — 1	2450	0,3849	58535 — 1
1550	0,2967	47231 — 1	2500	0,3897	59073 — 1
1575	0,2993	47610 — 1	2550	0,3945	59604 — 1
1600	0,3016	47943 — 1	2600	0,3992	60119 — 1
1625	0,3040	48287 — 1	2650	0,4040	60638 — 1
1650	0,3064	48629 — 1	2700	0,4088	61151 — 1
1675	0,3088	48967 — 1	2750	0,4136	61658 — 1
1700	0,3112	49304 — 1	2800	0,4184	62159 — 1
1725	0,3156	49913 — 1	2850	0,4231	62644 — 1
1750	0,3180	50242 — 1	2900	0,4279	63134 — 1
1775	0,3204	50569 — 1	2950	0,4327	63618 — 1
1800	0,3228	50893 — 1	3000	0,4375	64098 — 1

Holzkohlen.

T	s	Log. s	T	s	Log. s
500°	0,2467	39217 — 1	1325°	0,2571	41010 — 1
1000	0,2532	40346 — 1	1350	0,2574	41061 — 1
1025	0,2535	40398 — 1	1375	0,2577	41111 — 1
1050	0,2538	40449 — 1	1400	0,2580	41162 — 1
1075	0,2541	40500 — 1	1425	0,2583	41212 — 1
1100	0,2544	40551 — 1	1450	0,2586	41263 — 1
1125	0,2547	40603 — 1	1475	0,2589	41313 — 1
1150	0,2550	40654 — 1	1500	0,2592	41363 — 1
1175	0,2553	40705 — 1	1525	0,2595	41413 — 1
1200	0,2556	40756 — 1	1550	0,2598	41464 — 1
1225	0,2559	40807 — 1	1575	0,2601	41514 — 1
1250	0,2562	40858 — 1	1600	0,2604	41564 — 1
1275	0,2565	40909 — 1	1625	0,2607	41614 — 1
1300	0,2568	40959 — 1	1650	0,2610	41664 — 1

Holzkohlen.

T	s	Log. s	T	s	Log. s
1675°	0,2613	41714 — 1	2175°	0,2672	42683 — 1
1700	0,2616	41764 — 1	2200	0,2675	42732 — 1
1725	0,2619	41813 — 1	2225	0,2678	42781 — 1
1750	0,2622	41863 — 1	2250	0,2681	42829 — 1
1775	0,2625	41913 — 1	2275	0,2684	42878 — 1
1800	0,2628	41962 — 1	2300	0,2687	42927 — 1
1825	0,2631	42012 — 1	2350	0,2696	43023 — 1
1850	0,2634	42061 — 1	2400	0,2699	43120 — 1
1875	0,2637	42111 — 1	2450	0,2705	43216 — 1
1900	0,2640	42160 — 1	2500	0,2711	43361 — 1
1925	0,2643	42209 — 1	2550	0,2717	43409 — 1
1950	0,2646	42259 — 1	2600	0,2723	43505 — 1
1975	0,2649	42308 — 1	2650	0,2729	43600 — 1
2000	0,2651	42341 — 1	2700	0,2736	43711 — 1
2025	0,2654	42390 — 1	2750	0,2742	43807 — 1
2050	0,2657	42439 — 1	2800	0,2748	43901 — 1
2075	0,2660	42488 — 1	2850	0,2754	43996 — 1
2100	0,2663	42537 — 1	2900	0,2760	44091 — 1
2125	0,2666	42586 — 1	2950	0,2766	44185 — 1
2150	0,2669	42635 — 1	3000	0,2772	44279 — 1

Mittlere specifische Wärme der Schmelzmaterialien.

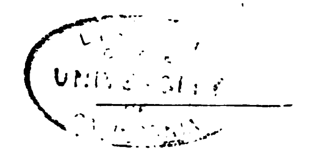
Temperatur	Kalkstein		gebrannter Kalk	
	s	Log. s	s	Log. s
500°	0,3088	48967 — 1	0,2385	37749 — 1
1000°	0,4865	68708 — 1	0,2654	42390 — 1

Temperatur	Rotheisenstein		Brauneisenstein	
	s	Log. s	s	Log. s
500°	0,1907	28035 — 1	0,1612	20736 — 1
1000°	0,2147	33183 — 1	0,1826	26150 — 1

T	Affinireisen		Gießerei-Eisen		Schlacken	
	s	Log. s	s	Log. s	s	Log. s
1050°	0,1195	07737 — 1	0,1085	03543 — 1	0,2032	30792 — 1
1075	0,1203	08026 — 1	0,1090	03742 — 1	0,2048	31133 — 1
1100	0,1211	08314 — 1	0,1095	03941 — 1	0,2063	31450 — 1
1125	0,1219	08600 — 1	0,1100	04139 — 1	0,2095	32118 — 1
1150	0,1227	08884 — 1	0,1105	04336 — 1	0,2110	32428 — 1
1175	0,1235	09166 — 1	0,1110	04532 — 1	0,2126	32756 — 1
1200	0,1243	09447 — 1	0,1115	04727 — 1	0,2141	33061 — 1
1225	0,1251	09725 — 1	0,1120	04922 — 1	0,2157	33385 — 1
1250	0,1259	10002 — 1	0,1125	05115 — 1	0,2172	33686 — 1
1275	0,1267	10277 — 1	0,1130	05308 — 1	0,2187	33985 — 1
1300	0,1274	10517 — 1	0,1135	05499 — 1	0,2203	34301 — 1
1325	0,1282	10789 — 1	0,1140	05690 — 1	0,2218	34596 — 1
1350	0,1290	11059 — 1	0,1145	05880 — 1	0,2234	34908 — 1
1375	0,1298	11327 — 1	0,1150	06070 — 1	0,2249	35199 — 1
1400	0,1306	11594 — 1	0,1155	06258 — 1	0,2265	35507 — 1
1425	0,1314	11859 — 1	0,1160	06446 — 1	0,2280	35793 — 1
1450	0,1322	12123 — 1	0,1165	06632 — 1	0,2295	36078 — 1

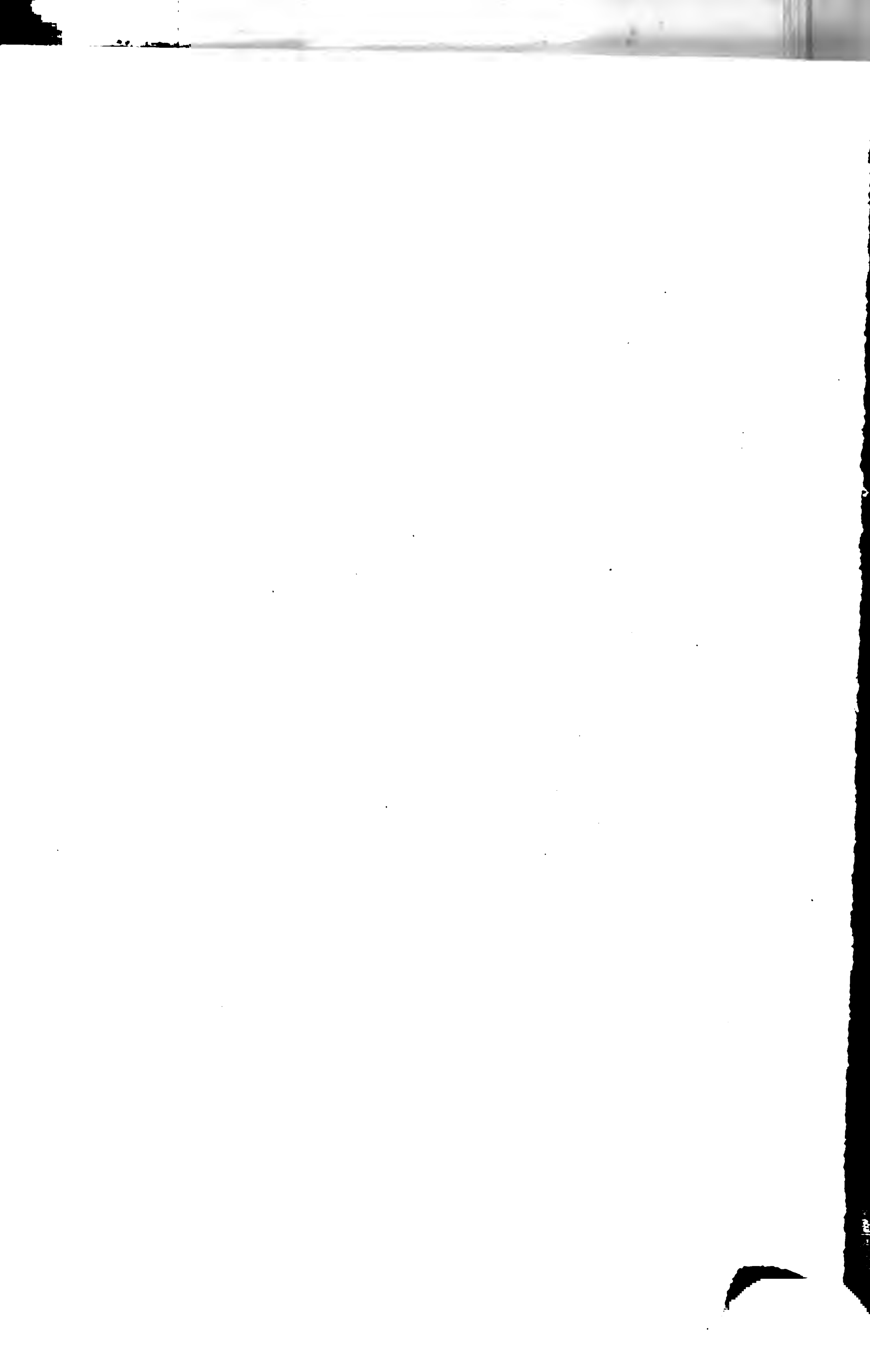
Mittlere specifische Wärme der Schmelzmaterialien.

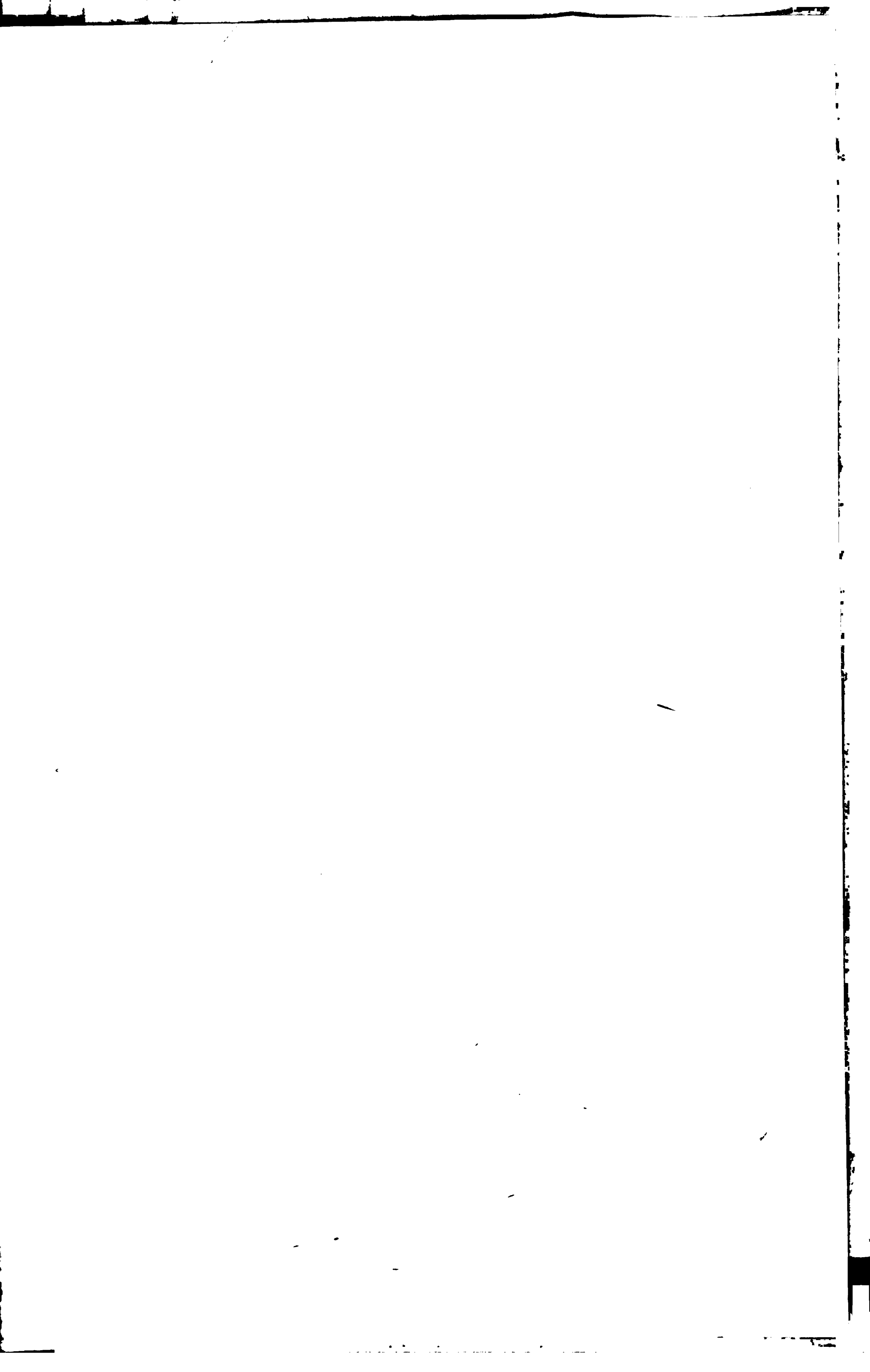
T	Affinireisen		Gießerei-Eisen		Schlacken	
	s	Log. s	s	Log s	s	Log. s
1475°	0,1330	12385 — 1	0,1170	06818 — 1	0,2311	36380 — 1
1500	0,1338	12645 — 1	0,1175	07004 — 1	0,2326	36660 — 1
1525	0,1346	12904 — 1	0,1180	07188 — 1	0,2341	36490 — 1
1550	0,1354	13162 — 1	0,1185	07372 — 1	0,2357	37236 — 1
1575	0,1362	13417 — 1	0,1190	07554 — 1	0,2372	37511 — 1
1600	0,1370	13672 — 1	0,1195	07737 — 1	0,2387	37785 — 1
1625	0,1378	13925 — 1	0,1200	07918 — 1	0,2403	38075 — 1
1650	0,1386	14176 — 1	0,1205	08098 — 1	0,2418	38345 — 1
1675	0,1394	14426 — 1	0,1210	08278 — 1	0,2433	38614 — 1
1700	0,1402	14675 — 1	0,1215	08457 — 1	0,2449	38899 — 1
1725	0,1409	14891 — 1	0,1220	08636 — 1	0,2464	39164 — 1
1750	0,1417	15137 — 1	0,1225	08813 — 1	0,2479	39427 — 1
1775	0,1425	15381 — 1	0,1230	08990 — 1	0,2495	39707 — 1
1800	0,1433	15624 — 1	0,1235	09166 — 1	0,2510	39967 — 1
1825	0,1441	15866 — 1	0,1240	09342 — 1	0,2526	40243 — 1
1850	0,1449	16107 — 1	0,1245	09517 — 1	0,2541	40500 — 1
1875	0,1457	16346 — 1	0,1250	09691 — 1	0,2556	40756 — 1
1900	0,1465	16584 — 1	0,1255	09864 — 1	0,2572	41027 — 1
1950	0,1481	17055 — 1	0,1265	10209 — 1	0,2602	41530 — 1
2000	0,1497	17522 — 1	0,1275	10551 — 1	0,2633	42045 — 1
2050	0,1513	17984 — 1	0,1285	10890 — 1	0,2664	42553 — 1
2100	0,1528	18412 — 1	0,1295	11227 — 1	0,2694	43040 — 1
2150	0,1536	18639 — 1	0,1305	11561 — 1	0,2745	43854 — 1
2200	0,1544	18864 — 1	0,1315	11892 — 1	0,2776	44342 — 1
2250	0,1551	19061 — 1	0,1325	12221 — 1	0,2807	44824 — 1
2300	0,1559	19284 — 1	0,1335	12548 — 1	0,2837	45286 — 1
2350	0,1567	19507 — 1	0,1345	12872 — 1	0,2868	45758 — 1
2400	0,1575	19728 — 1	0,1355	13194 — 1	0,2899	46225 — 1
2450	0,1583		0,1365	13513 — 1	0,2930	46687 — 1
2500			0,1375	13830 — 1	0,2960	47129 — 1
2550			0,1385	14145 — 1	0,2991	47581 — 1
2600			0,1395	14457 — 1	0,3022	48029 — 1
2650			0,1405	14767 — 1	0,3053	48472 — 1
2700			0,1415	15075 — 1	0,3083	48897 — 1
2750			0,1425	15381 — 1	0,3114	49332 — 1
2800			0,1435	15685 — 1	0,3145	49762 — 1
2850			0,1445	15987 — 1	0,3175	50174 — 1



Berichtigungen.

Seite 49 Zeile 19 von oben lies x statt x'.
„ 51 „ 3, 5, 9 u. 11 von unten lies p statt P.
„ 52 „ 12, 16 u. 17 von oben lies p statt P.
„ 2, 6 u. 8 von unten lies p statt P.
„ 53 „ 1 und 14 von oben lies p statt P.
„ 1, 8 u. 12 von unten lies p statt P.
„ 79 „ 7 von unten lies „diesen letzteren“ statt diesen.
„ 93 „ 9 von oben lies kosten statt Kosten.
„ 95 „ 8 von oben lies 0,88 und 88 statt 0,964 und 9,64.
„ 12 von oben lies 176 statt 192,8.
„ 104 „ 11 von unten lies Wind-Temperatur statt T.
„ 107 „ 3 von unten lies 0,786 CO statt 0,786.
„ 108 „ 5 von oben lies φ statt φ . m.
„ 6 von oben lies m = 1 + statt = 1 +.






SCHINZ
132503
TN677
S3

